

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



“MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPING EN VETAS EN

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.

UNIDAD YAULIYACU”

INFORME DE SUFICIENCIA

PARA OPTAR EL TITULO DE INGENIERO PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

DIONICIO, MORENO CASTILLO

Lima, Perú

Marzo del 2012

DEDICATORIA

A Dionicio y María, mis padres.

A Magali mi esposa y Jhonny Matthew, mi hijo.

AGRADECIMIENTO

El presente informe se realizó en base a la experiencia profesional adquirida en la Unidad Minera Yauliyacu, desde el año 2.008 a la actualidad, bajo la superintendencia del área de Operaciones Mina, en las diferentes secciones en las cuales se me fue asignado.

Cabe señalar el apoyado brindado por los ingenieros Richard Contreras Vilca, Pablo Munguía Huarcaya y Ramiro Pérez Quispe para llevar a la práctica los diferentes métodos de minado, siendo el método de explotación Sub Level Stopping en Vetas, uno de los más importantes en la unidad, Agradecer también a la Empresa Minera Los Quenuales S.A. por brindarme su apoyo para la elaboración de este informe de suficiencia en las instalaciones de esta prestigiosa Unidad Minera.

LISTA DE FIGURAS

- Figura 1. Ubicación y acceso a la Unidad Minera Yauliyacu
- Figura 2. Organigrama del área de operaciones mina de la Unidad Minera Yauliyacu
- Figura 3. Distribución de zonas del área de mina de la Unidad Minera Yauliyacu
- Figura 4. Diagrama de ventilación primaria
- Figura 5. Mapa Geológico de la Región Casapalca
- Figura 6. Sección Longitudinal de Región Casapalca
- Figura 7. Mineralización Stockwork en vetas.
- Figura 8. Mineralización Stockwork en vetas.
- Figura 9. Zoneamiento de la mineralización
- Figura 10. Reservas de estructuras por zonas
- Figura 11. Reservas de la estructura "M" en la sección IV
- Figura 12. Estándar del método Shirinkage
- Figura 13. Estándar del método de Corte y Relleno en Vetas Convencional Ascendente
- Figura 14. Estándar de la sección longitudinal del método de explotación Sub Level Stopping en Vetas

Figura15. Estándar de la sección transversal del método de explotación Sub Level Stopping en Vetas

Figura16. Estándar de vista de planta del método de explotación Sub Level Stopping en Vetas

Figura 17. Estándar de la secuencia de minado del método de explotación Sub Level Stopping en Vetas

Figura18. Vista lateral del jumbo Quásar

Figura 19. Vista de planta del jumbo Quásar

Figura 20. Radio de giro del jumbo Quásar

Figura 21. Distribución de carga en Taladros Largos en Vetas

Figura 22. Grafica de fragmentación de mineral

Figura 23. Esquema de formulas de Kuz Ram

LISTA DE CUADROS

- Cuadro 1. Reporte de producción mensual Unidad Yauliyacu (1997 – 2011)
- Cuadro 2. Reporte de producción mensual sección IV (2006 – 2011)
- Cuadro 3. Parámetros de aplicación del método Shirinkage
- Cuadro 4. Labores de preparación del método Shirinkage
- Cuadro 5. Costo unitario del método Shirinkage
- Cuadro 6. Parámetros de aplicación del método Corte y Relleno de Vetas Convencional Ascendente
- Cuadro 7. Labores de preparación del método Corte y Relleno de Vetas Convencional Ascendente
- Cuadro 8. Costo unitario del método Corte y Relleno de Vetas Convencional Ascendente
- Cuadro 9. Costo unitario del método Sub Level Stopping en Vetas
- Cuadro 10. Labores de preparación del método Sub Level Stopping en Vetas
- Cuadro 11. Labores de desarrollo del método Sub Level Stopping en Vetas
- Cuadro 12. Calculo del burden según la formula de Langefors
- Cuadro 13. Calculo del burden y espaciamento practico en función del RMR

Cuadro 14. Resumen de los costos unitarios por métodos de explotación

Cuadro 15. Costo de minado del método de explotación Shirinkage

Cuadro 16. Costo de minado del método de explotación Corte y Relleno en vetas Convencional Ascendente

Cuadro 17. Costo de minado del método de explotación Sub Level Stoping en Vetas

Cuadro 18. Evaluación económica de los costos unitarios del método de explotación Sub Level Stoping en vetas versus los métodos de explotación convencionales

Cuadro 19. Costo de preparación del método Shirinkage

Cuadro 20. Costo de preparación del método Corte y Relleno en vetas Convencional Ascendente

Cuadro 21. Costo de preparación del método Sub Level Stoping en Vetas

LISTA DE ABREVIATURAS

Ch.	: Chimenea
BP.	: By Pass
Cx.	: Crucero
Nv.	: Nivel
Sn	: Subnivel
Gl	: Galería
Tj	: Tajo
Vn	: Ventana
TA	: Tarea
SO	: Sostenimiento
VE	: Ventilación
V. Perf	: Velocidad de perforación
Pno. Helic	: Perno helicoidal
Ctta	: Contrata
RMR	: Índice de calidad de la roca
Oz/Tm	: Cantidad de onzas de mineral por cada tonelada
Mpa	: Mega pascales

RESUMEN

En la presente descripción de experiencia se dará a conocer la importancia del método de explotación Sub Level Stopping en Vetas, en Empresa Minera Los Quenuales Unidad Minera Yauliyacu, sección IV, basados en dos parámetros muy importantes:

Primero, el menor costo de explotación de un método Sub Level Stopping en vetas, cuyo ancho se encuentran entre 1,50 m. y 3,00 m., en comparación con los métodos de minado convencionales para vetas de la misma potencia.

Segundo, aumentar la productividad, en la sección IV, aplicando un método mecanizado, dinámico, con menos tiempo de exposición al riesgo y empleando menor cantidad de personal.

El método de minado solo se ejecutara según los lineamientos fundamentales del área de geomecánica (calidad de roca de las cajas, familia de fallas, labores continuas, espacios vacíos, etc.).

ÍNDICE GENERAL

Pagina de aceptación	ii
Dedicatoria	iii
Agradecimiento	iv
Lista de figuras	v
Lista de cuadros	vii
Lista de abreviaturas	ix
Resumen	x
Introducción	1
Capítulo I: Antecedentes	5
1.1.- Ubicación y accesibilidad	5
1.2.- Reseña histórica	7
1.3.- Organización del área de operaciones mina	7
Capítulo II: Geología	11
2.1.- Geología Regional	11
2.2.- Estratigrafía	11
2.3.- Geología Estructural	15
2.4.- Mineralogía	17

2.5.- Geología Económica	17
Capítulo III: Descripción de los métodos de explotación Convencionales en vetas	24
3.1.- Shirinkage	24
3.1.1.- Preparaciones	26
3.1.2.- Costo unitario del método de explotación Shirinkage	28
3.1.3.- Ventajas del método Shirinkage	29
3.1.4.- Desventajas del método Shirinkage	29
3.2.- Corte y Relleno en vetas Convencional Ascendente	31
3.2.1.- Preparaciones	32
3.2.2.- Costo unitario del método de explotación Corte y Relleno en vetas Convencional	34
3.2.3.- Ventajas del método Corte y Relleno en vetas Convencional Ascendente	35
3.2.4.- Desventajas del método Corte y Relleno en vetas Convencional Ascendente	35
Capítulo IV: Descripción del método Sub Level Stoping	36
4.1.- Parámetros de aplicación del método Sub Level Stoping	36
4.2.- Costo unitario del método de explotación Sub Level Stoping	37
4.3.- Diseño de labores de preparación	39
4.4.- Diseños de pilares naturales	40
4.5.- Diseño de malla de perforación	45
4.6.- Diseño de secuencia de voladura	53
4.7.- Extracción de mineral	57

Capítulo V: Evaluación económica del método Sub Level Stoping en vetas versus los métodos de explotación convencionales en vetas	58
5.1.- Datos generales	58
5.2.- Resumen de los costos de minado	59
5.3.- Resumen de los costos de preparación	63
5.4.- Conclusión final de la evaluación económica del método de explotación Sub Level Stoping en Vetas versus los métodos de explotación convencionales	66
Conclusiones	67
Glosario	69
Bibliografía	70

INTRODUCCIÓN

a.- PLANTEAMIENTO DE MEJORAS EN LA PRODUCTIVIDAD AL MECANIZAR LAS VETAS CON POTENCIAS ENTRE 1,50 m. Y 3,00 m.

En la Empresa Minera Los Quenuales S.A. Unidad Minera Yauliyacu, así como también en las diferentes secciones de operaciones mina de la unidad, en donde está incluida la sección IV. Se tiene una tendencia ascendente en los volúmenes de producción, y con el fin de mejorar la productividad de las operaciones, se está aumentando los tajos mecanizados y a la vez disminuyendo los tajos convencionales en operación, con esto se consigue reducir el costo operativo, disminuir la cantidad de personal y mecanizar las operaciones.

La clasificación de las reservas se divide en horizontes, cuerpos y vetas:

- ✚ Las vetas, con ancho de minado menor a 3,00 m.
- ✚ Y los cuerpos, con ancho de minado mayor a 3,00 m.

Los Tajos convencionales tienen una baja productividad, por tal motivo se decidió modificar el método Sub Level Stopping utilizado para los

cuerpos, a un método más selectivo para no disminuir el valor del mineral con la dilución que se genera en los taladros largos, el método de Sub Level Stoping en vetas permite mecanizar las vetas con potencia entre 1,50 m. y 3,00 m., en el cual los objetivos son mejorar la producción en la sección IV y en la Unidad Minera Yauliyacu en general.

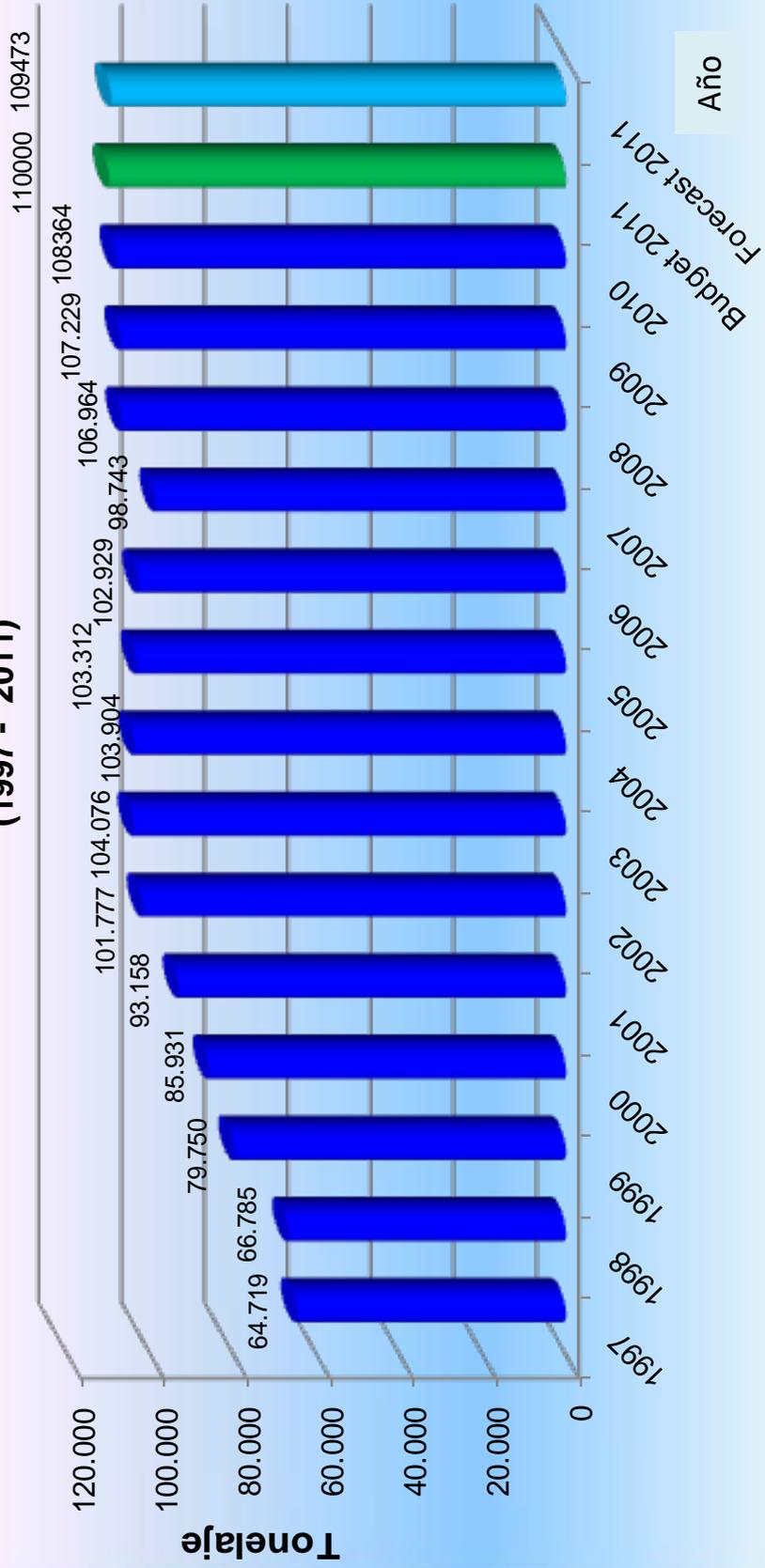
b.- OBJETIVOS

- ✚ Aumentar la productividad en la sección IV de mina.
- ✚ Disminuir el tiempo y el riesgo por la exposición del personal.
- ✚ Disminuir el costo operativo.
- ✚ Mecanizar las zonas de vetas con potencia entre 1,50 m. y 3,00 m.

c.- ALCANCE

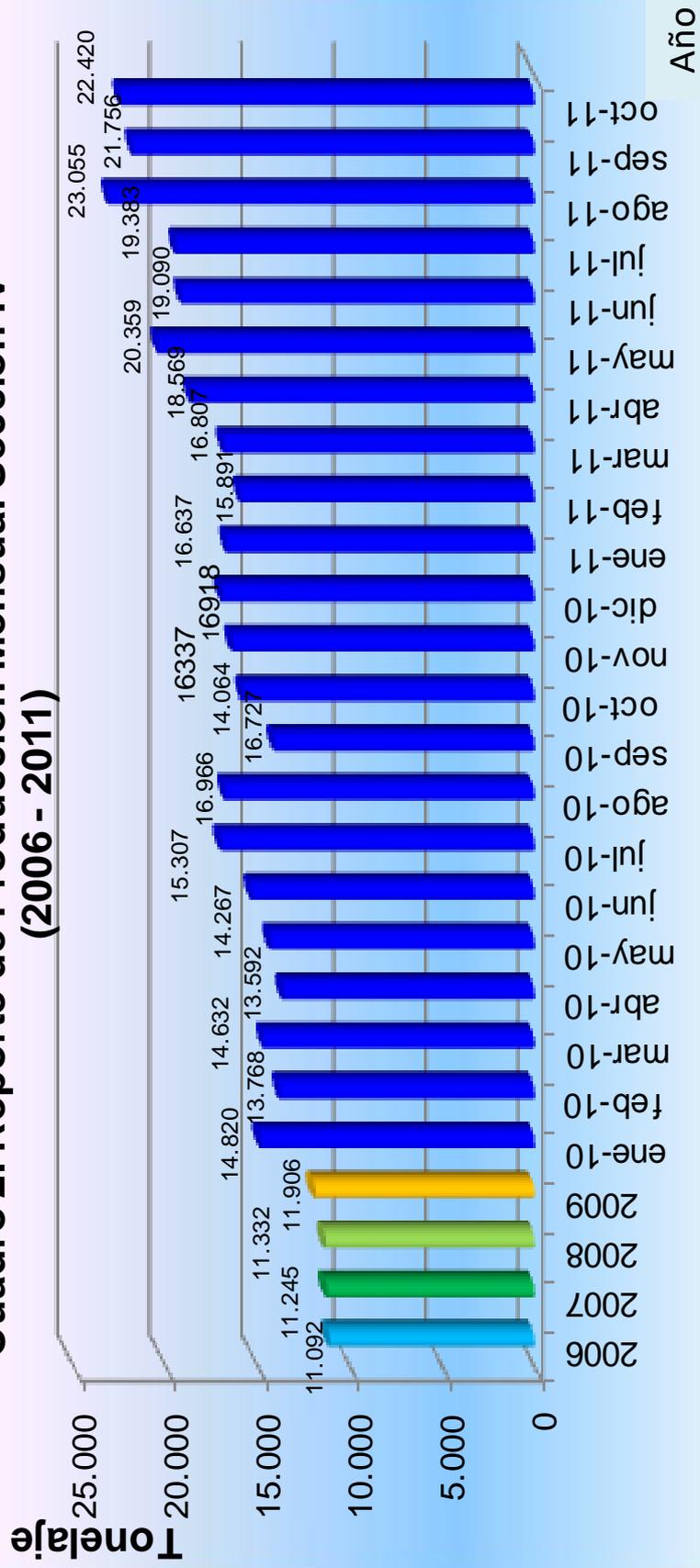
En vista que la proyección es aumentar la producción, se necesita aumentar la productividad tanto en los cuerpos como en las vetas, además que al ser más productivos los tajos se requerirá de menos personal para cumplir el programa de producción del año, permitiendo redistribuir este personal a labores de desarrollo y preparaciones del método Sub Level Stoping y Sub Level Stoping en Vetas y también mejorar el sostenimiento que cada vez es más completo y exige de más horas/hombre por tarea, siendo el tema de seguridad una prioridad fundamental de todos los trabajadores, supervisores y liderados por la Gerencia General de la UM Yauliyacu.

Cuadro 1. Reporte de Producción Mensual Unidad Yauliyacu (1997 - 2011)



Fuente: Plan estratégico 2011 Unidad Minera Yauliyacu

**Cuadro 2. Reporte de Producción Mensual Sección IV
(2006 - 2011)**



Fuente: Plan estratégico 2011 Unidad Minera Yauliyacu

CAPITULO I

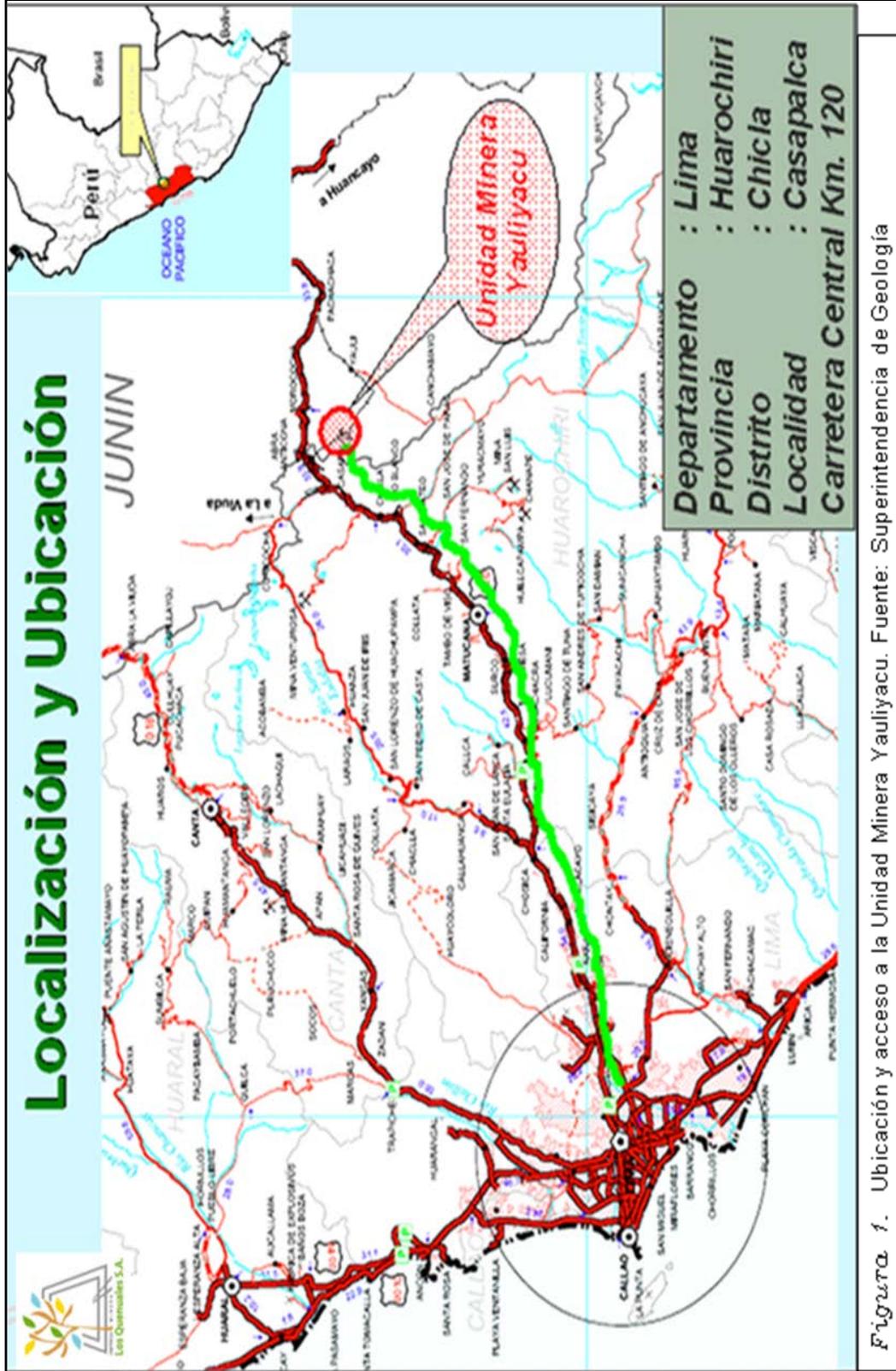
ANTECEDENTES

1.1 UBICACIÓN Y ACCESO

La Mina Yauliyacu se ubica en el distrito de Chicla, provincia de Huarochiri, departamento de Lima. Geográficamente se localiza en la zona central, flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los andes, entre las coordenadas 11° 30' Latitud Sur y 76° 10' Latitud Oeste, a una altura promedio de 4,250 m.s.n.m. Se llega por carretera asfaltada siguiendo la ruta Lima – Huancayo de la carretera Central, con una distancia aproximada de 129 Km.

La mina se encuentra situada en el cinturón volcánico de la Cordillera Occidental Andina, muestra un relieve relativamente empinado, cuyas pendientes evidencian profunda erosión. Es observable que el relieve ha sido modelado por acción glaciaria mostrándose en cotas muy elevadas presencia de nieve perpetua. El afluente principal de la zona representa el

río Rímac surca de este a oeste drenando dendríticamente hacia el Océano Pacífico.



1.2. RESEÑA HISTÓRICA

La extracción de mineral del área de Casapalca empieza en la época colonial. En ese tiempo, la explotación de minerales estaba limitada por la fácil accesibilidad de las áreas de superficie. Al final del siglo XIX, la compañía Backus & Johnston empezó la exploración, desarrollo y explotación de las estructuras mineralizadas en este distrito minero. En 1921, La Compañía Cerro de Pasco adquiere la mayoría de los derechos mineros que en el día de hoy forman las propiedades de Yauliyacu. También, esta compañía construyó el Túnel Graton, cuya longitud es de 11.75 km.

En Enero de 1974, Centromin Perú, compañía estatal, adquiere las propiedades de Cerro de Pasco, ellos desarrollaron el incremento de la producción a 64,000 Toneladas por mes. También dicha compañía conectó la mina con el Túnel Graton que se encuentra en la cota 3,251 m.s.n.m., de tal forma que este drena el agua de la mina, y además agrega un circuito de ventilación.

En Mayo de 1997, la mina fue comprada por Empresa Minera Yauliyacu S.A. iniciando un proceso de mejoras en diversos aspectos.

1.3 ORGANIZACIÓN ACTUAL DE ÁREA DE OPERACIONES MINA

El área de operaciones mina de la Unidad Minera Yauliyacu se encuentra distribuido por 5 zonas totalmente independientes además del área de servicios mina, estas áreas cuentan con jefaturas de apoyo de planeamiento, geología y mantenimiento; cada zona esta compuesta por

un jefe de sección con su asistente y maneja supervisores los cuales realizan los trabajos de coordinación con las empresas contratistas y con el personal obrero que tiene a su cargo, en la figura 2 se puede apreciar el organigrama del área de mina con los respectivos responsables de cada sección, en la figura 3 se aprecia en una sección longitudinal las diversas secciones. Los reportes de cada jefatura se coordinan con el jefe de mina y hacia la superintendencia del área respectiva.

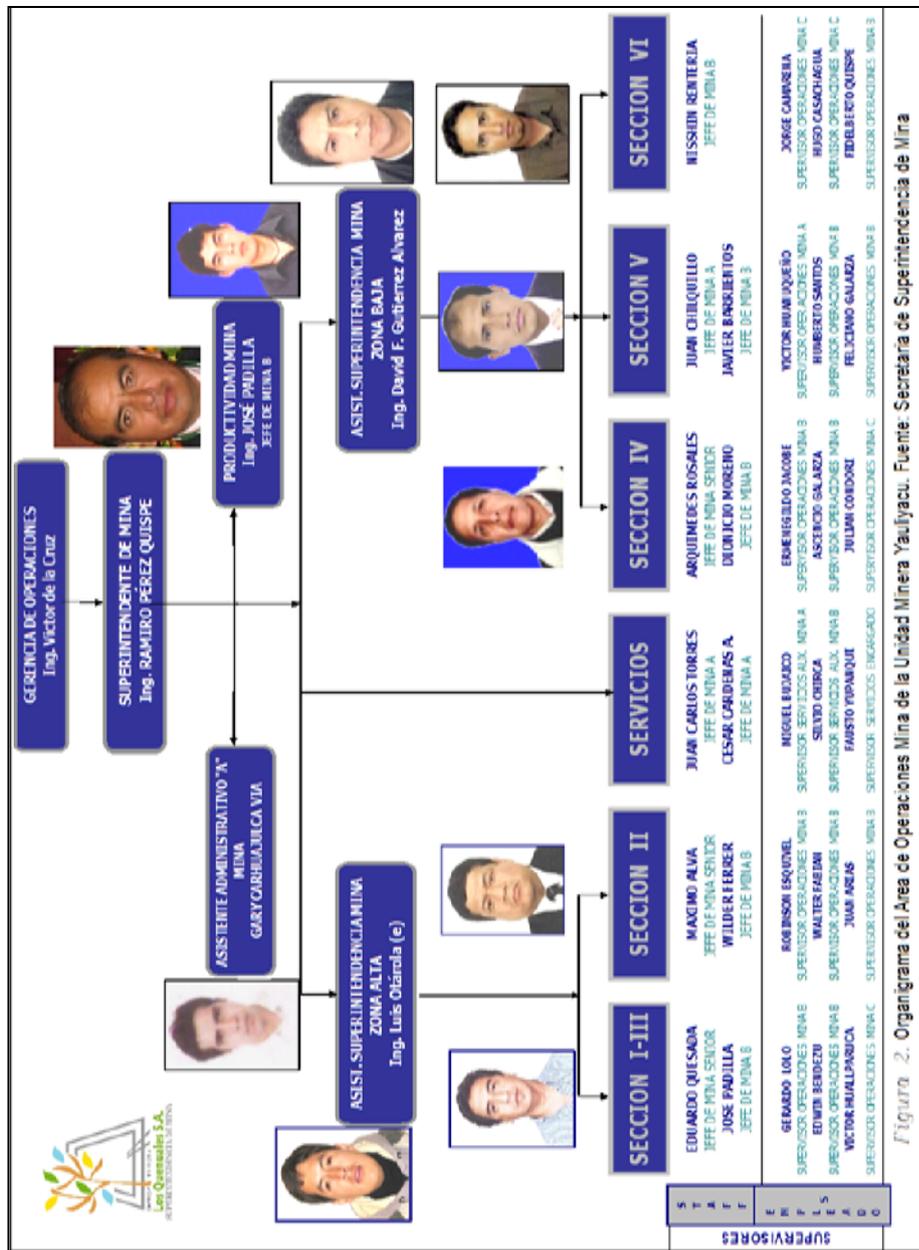


Figura 2. Organigrama del Área de Operaciones Mina de la Unidad Minera Yauliyacu. Fuente: Secretaría de Superintendencia de Mina

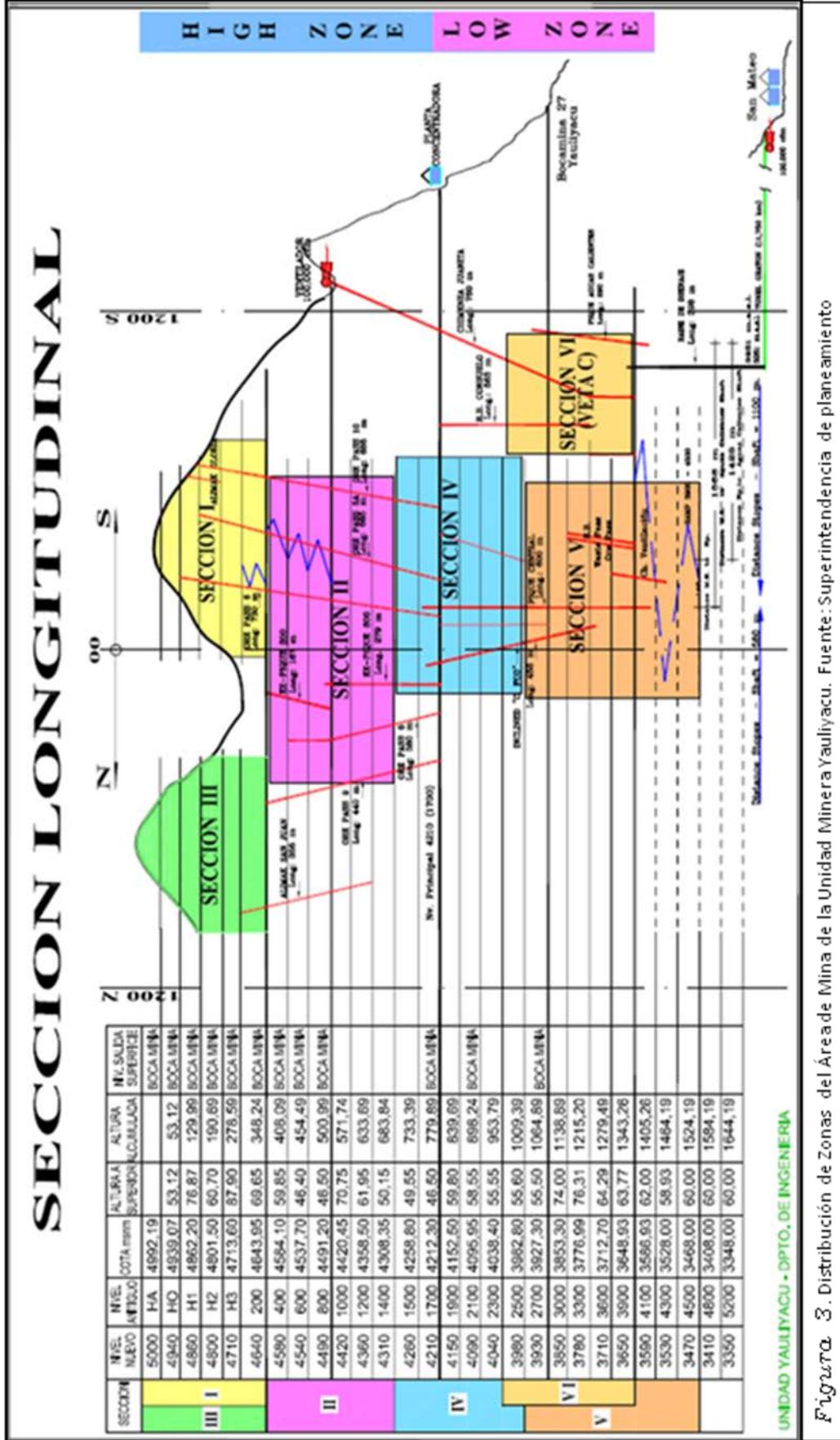
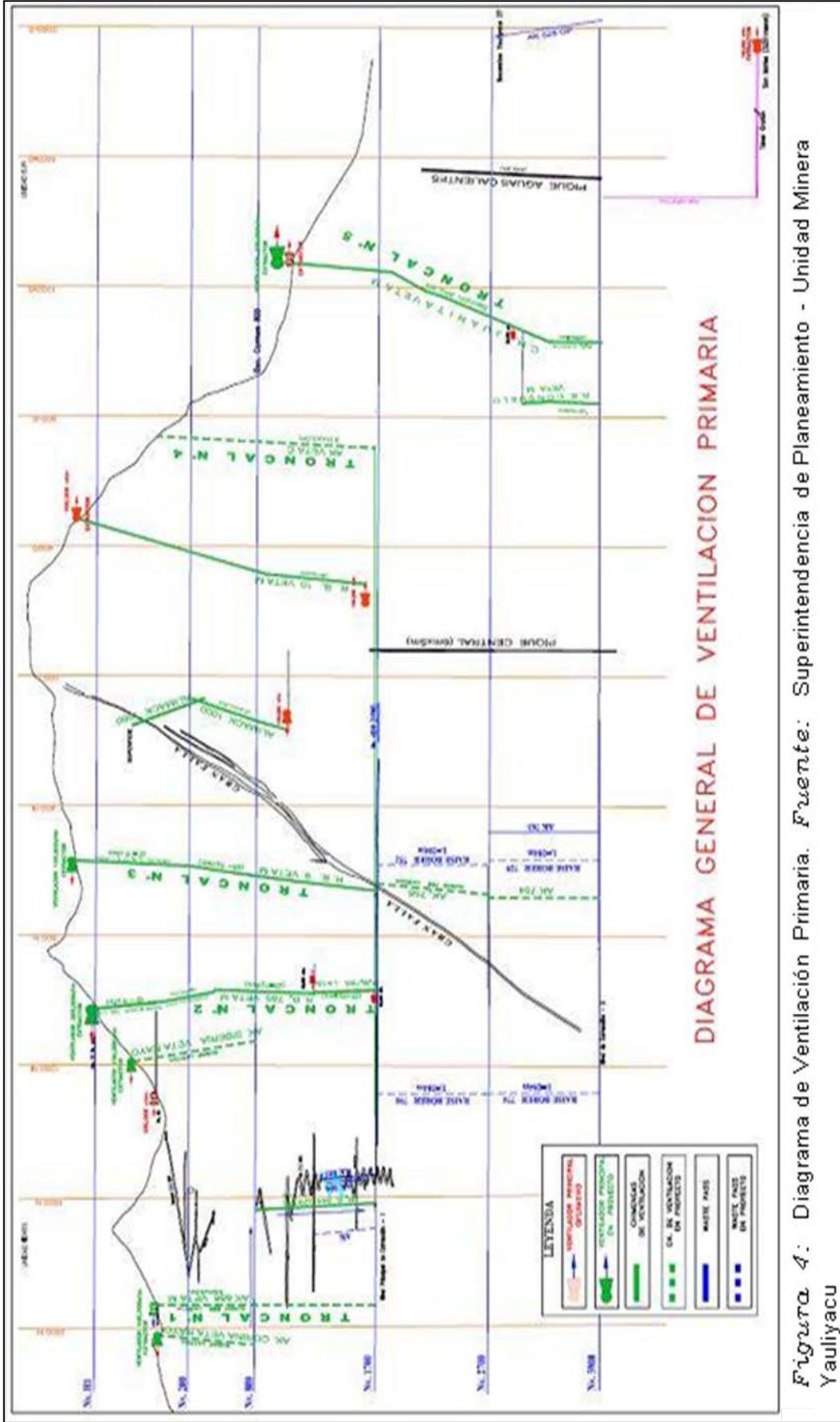


Figura 3. Distribución de Zonas del Área de Mina de la Unidad Minera Yauuyacu. Fuente: Superintendencia de planeamiento



CAPITULO II

GEOLOGÍA

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL

La Secuencia estratigráfica del distrito esta constituida por rocas sedimentarias y volcánicas, cuyas edades fluctúan desde el cretáceo hasta el cuaternario. La estructura principal es el anticlinal de Casapalca, que constituye un pliegue moderadamente abierto en la parte central del distrito, el cual se cierra hacia el norte hasta constituir una falla inversa de empuje con buzamiento al este. Cuerpos intrusivos de composición intermedia se encuentran intruyendo la secuencia sedimentaria.

2.2 ESTRATIGRAFÍA

La columna estratigráfica de la región esta conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas, brechas, tufos y lavas, los cuales alcanzan una potencia aprox. de 5400m.

2.2.1 Terciario

2.2.1.1 Formación Casapalca; Constituye la formación más antigua que aflora en el área. Forma el amplio anticlinal Casapalca, que es cortado por el río Rímac y comprende una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental. Esta formación ha sido dividida en dos miembros:

Miembro Capas Rojas: Este miembro se caracteriza por presentar intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, presentando el conjunto coloraciones rojizas debido a finas diseminaciones de hematita. Las areniscas son de grano fino a grueso y comúnmente se observa una débil estratificación.

Miembro Carmen: Sobre yaciendo a las capas rojas se encuentra una serie de paquetes de conglomerado y calizas intercaladas con capas de areniscas, lutitas, tufos y conglomerados volcánicos con una potencia que varía de 80 a 200m. Los conglomerados que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y rodados de cuarcitas y calizas en una matriz areno-arcillosa y cemento calcáreo.

2.2.1.2 Formación Carlos Francisco; Se encuentra sobre las rocas sedimentarias y se constituye en una potente serie de rocas volcánicas. Esta ha sido dividida en tres miembros:

Miembro Tablachaca: Se encuentra sobre yaciendo al miembro Carmen y se constituye en una sucesión de rocas volcánicas formadas por tufos, brechas, aglomerados y rocas porfiríticas efusivas. Localmente presenta niveles de conglomerado.

Miembro Carlos Francisco: Sobre el miembro Tablachaca se encuentran los volcánicos Carlos Francisco que consiste de flujos

andesíticos masivos y fragmentados (brecha). Las capas de brecha consisten de fragmentos porfiríticas angulares generalmente verdosos, incluidos en una matriz de roca porfiríticas que varían de gris oscuro a verde. Los fenocristales de feldespatos son conspicuos y alterados a clorita y calcita.

Miembro Yauliyacu: Los tufos Yauliyacu sobreyacen a los volcánicos Carlos Francisco concordantemente. Este miembro consiste de tufos rojizos de grano fino.

2.2.1.3 Formación Bellavista; Esta formación consiste de capas delgadas de calizas de color gris con algunas intercalaciones de calizas gris oscura con nódulos de sílice, tufos de grano fino y lutitas rojizas.

2.2.1.4 Formación Río Blanco; Sobre la formación Bellavista descansa una potente serie de volcánicos bien estratificados que consisten en tufos de lapilli de color rojizo con intercalaciones de brecha y riolitas. Algunas capas de calizas ocurren en la parte inferior de la formación.

2.2.2 Cuaternario

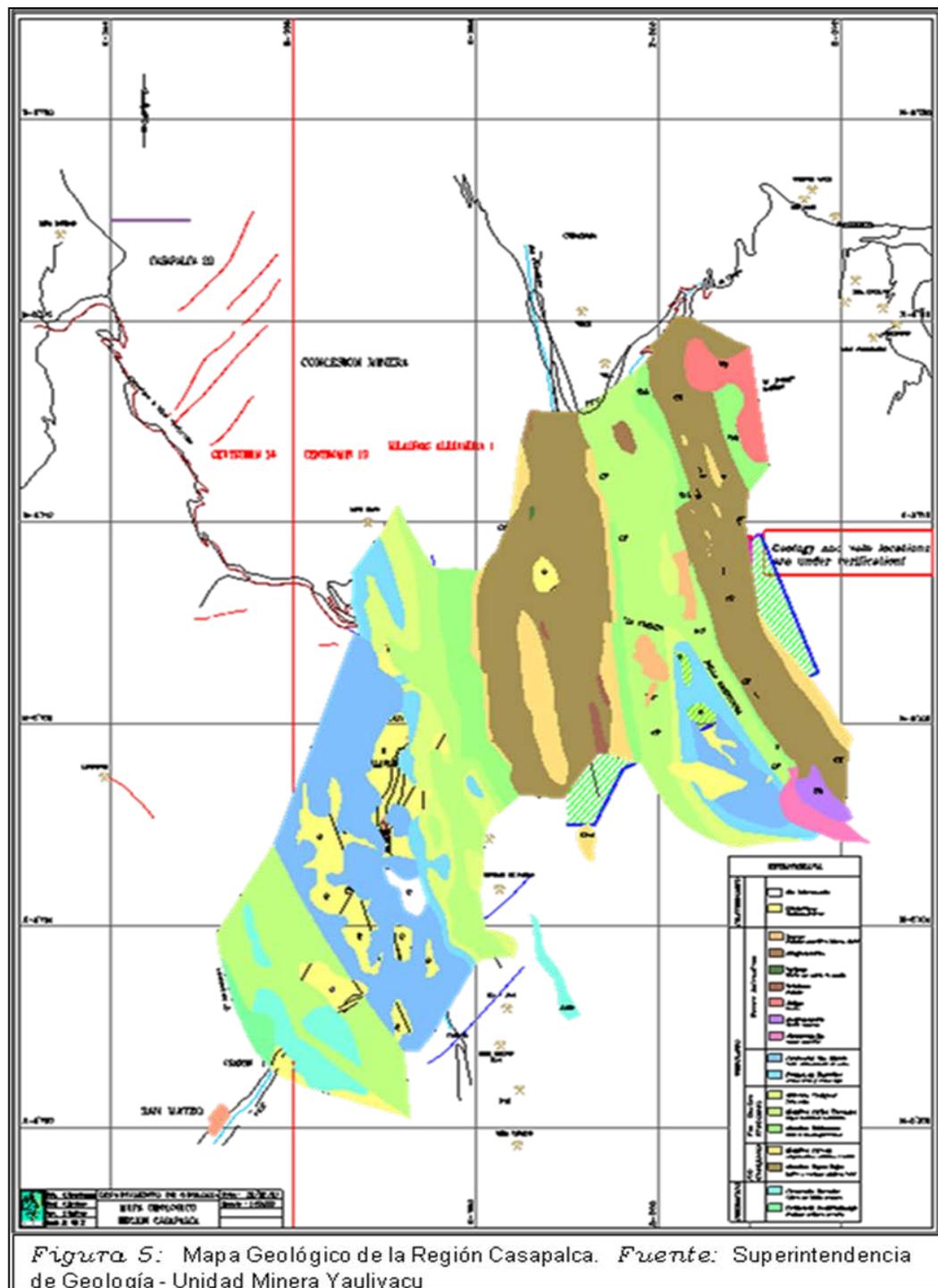
El Cuaternario esta representado en la región de Casapalca por una serie de depósitos glaciares y conos de escombros de formación reciente.

2.2.2.1 Intrusivos; En el distrito afloran varios cuerpos intrusivos que son de composición intermedia, químicamente similares con alto contenido de soda, aunque varían en la textura y alteración.

2.2.2.2 Pórfido Taruca; Diques y stocks que intruyen a los volcánicos aflorantes en la zona sureste del área. Estos diques y stocks son porfiríticas, con fenocristales de feldespatos (oligoclasas-albita),

hornblenda y poco cuarzo incluido en una matriz afanítica. Estas rocas pueden ser llamadas andesitas porfiríticas.

2.2.2.3 Pórfido Victoria; Un cuerpo intrusivo de color gris claro se encuentra en la parte norte del área (no ha sido verificado). El afloramiento es aprox. De 300m. De ancho. La roca consiste de fenocristales de albita y poco cuarzo en una matriz fina de sericita.



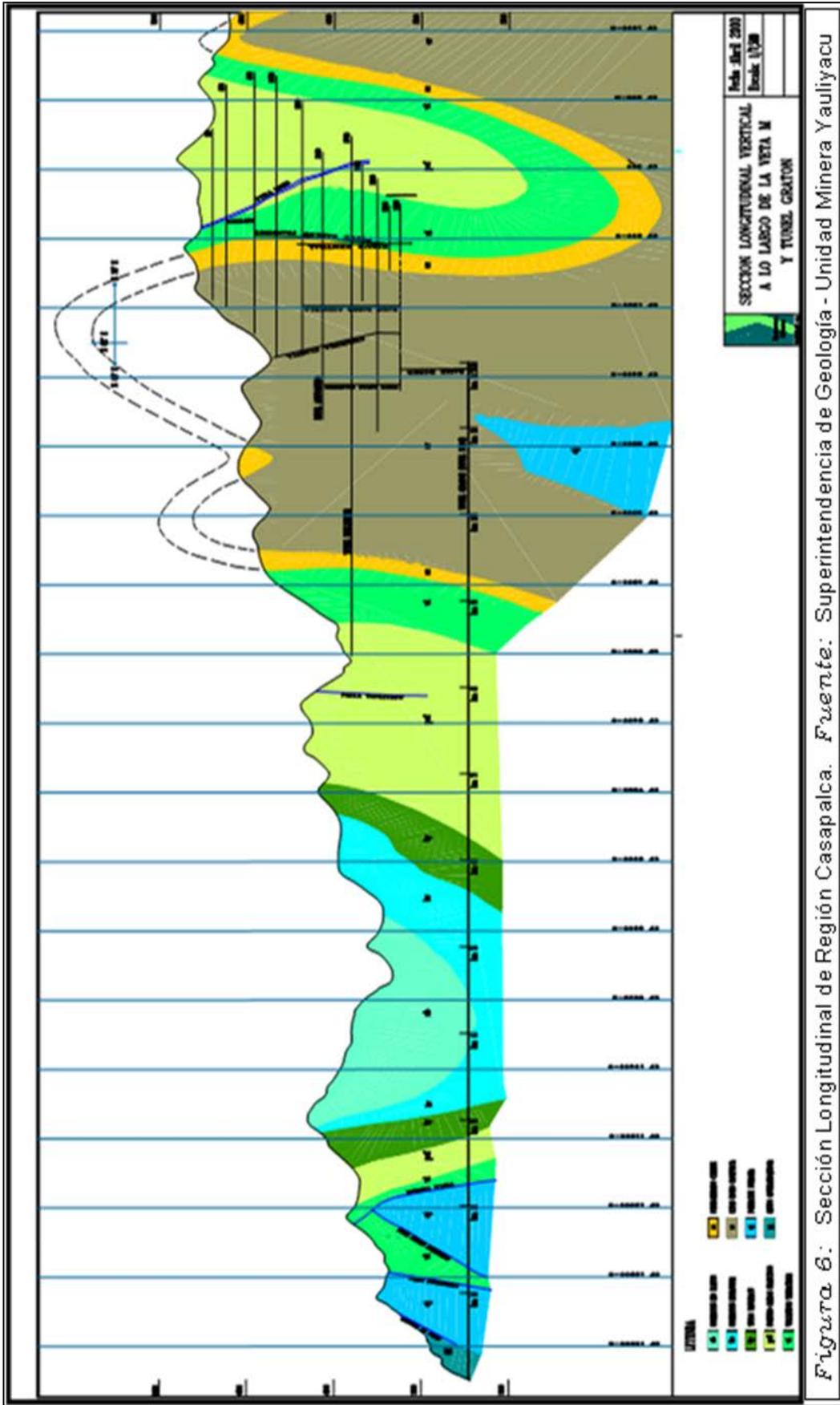
2.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Las unidades estratigráficas en el distrito están plegadas, teniendo sus ejes en rumbo general de N20°O, lo que hace que sean casi paralelas al lineamiento general de los Andes. La estructura de mayor importancia es el anticlinal Casapalca que presenta pliegues (sinclinales y anticlinales) asimétricos.

En el área se encuentran tres grandes fallas inversas conservando cierto paralelismo entre sí, estas fallas son: Infiernillo con rumbo N38°O y buzamiento de 70° al SO, Rosaura de rumbo N43°O y buzamiento 80° al SO (presenta mineralización), América con rumbo N38°O y buzamiento 80° al NE. La falla Río Blanco en la parte SO del distrito tiene un rumbo cerca de N35°E paralelo al sistema de las vetas M y C. En subsuelo la Gran Falla de rumbo N55°O, desplaza a las vetas siendo dicho desplazamiento ligeramente mayor en profundidad.

En la Cordillera andina se documentan a menudo lineamientos estructurales con una orientación 120°-300°. Se cree que éstos son la expresión superficial de un intrusivo profundo. Esta estructura puede proporcionar los cauces para los magmas y fluidos, ya que se aprecia a lo largo frecuentemente cuerpos intrusivos dentro de este lineamiento.

El emplazamiento de mineral en Yauliyacu coincide con un lineamiento de orientación similar que influye en la geomorfología del Domo de Yauli. Este mismo lineamiento continúa 20km ESE de la mina Yauliyacu, a través de las minas de Morococha, Carahuacra, San Cristóbal, Andaychagua y mas allá de estas.



2.4 MINERALOGÍA

2.4.1 Minerales de mena

La mina Yauliyacu es productora de zinc, plomo, plata y cantidades menores de cobre. La mineralogía es constituida por esfalerita, galena, tetraedrita y calcopirita como minerales de mayor abundancia.

2.4.2 Minerales de ganga

Los minerales de ganga están representados por pirita, calcita y cuarzo

2.5 GEOLOGÍA ECONÓMICA

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta en estructuras, la más importante tiene una longitud aproximada de 5 Km. Verticalmente la mineralización es conocida en un encampane de 2,000 m.

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta en todos los tipos de rocas existentes en la zona, desde las Capas Rojas, miembro Carmen, volcánicos Tablachaca, volcánicos Carlos Francisco y la formación Bellavista. Se presentan de 2 formas:

2.5.1 Vetas

El tipo de yacimiento mas rico de minera Yauliyacu se encuentra en vetas angostas con una potencia promedio de 0.6 m., los cuales contienen mayor cantidad de mineral de Plata (Tetraedrita) con promedio de 18 Oz/Tm. (ley in situ no diluida) tal es el caso de la veta N, Y N3 de la sección I y III que han sido formadas por el relleno de fracturas. En superficie, la estructura más importante tiene una longitud aproximada de 5 Km. de los cuales 4.0 Km. ha sido ya explorado en subsuelo. La

orientación de las vetas tienen un rumbo que varía de N 30o E y N 80o E con buzamientos promedios de 60° a 80°. Vetas que han sido formadas por el relleno de fracturas y tienen generalmente menos de 1 m. de ancho. Estas vetas cruzan la secuencia estratigráfica, principalmente las formaciones Carlos Francisco y Casapalca. Su mineralogía está constituida básicamente de galena, esfalerita, tetraedrita y calcopirita.

2.5.2 Cuerpos

Los cuerpos son disseminaciones de mineral de plata y zinc principalmente, en áreas donde las vetas forman ramales, es en la intersección de ambas donde encontramos mayores disseminaciones.

Los cuerpos pueden ser de tres tipos:

2.5.2.1 Stockwork: disseminaciones laterales a las vetas.

2.5.2.2 Vetillas y disseminaciones: concordantes con la estratificación de areniscas y conglomerados. (Caso Toña y Gloria).

2.5.2.2 Sulfuros masivos: concordantes con niveles de conglomerado.

Estos cuerpos tienen de 2 a 15 m. de ancho.

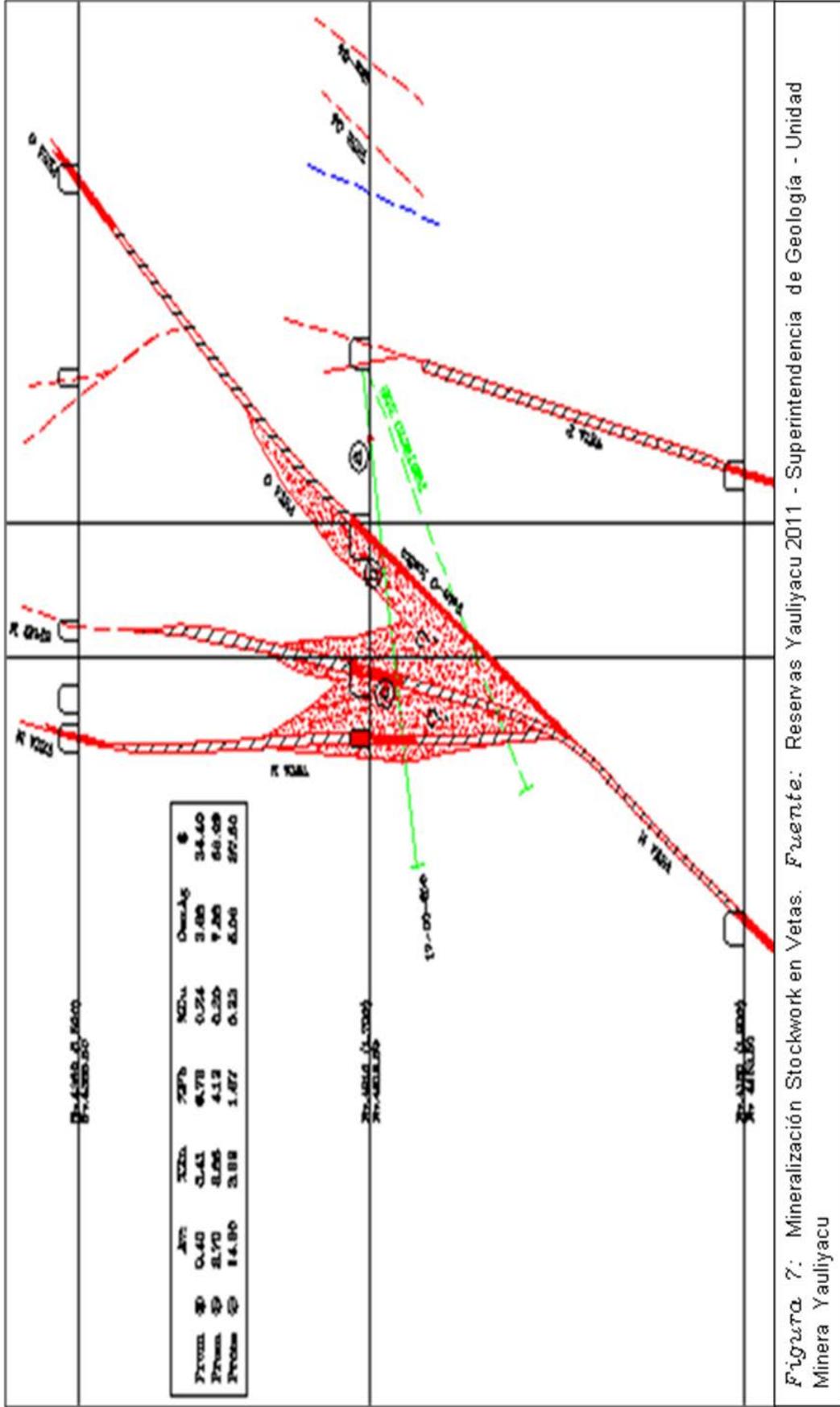
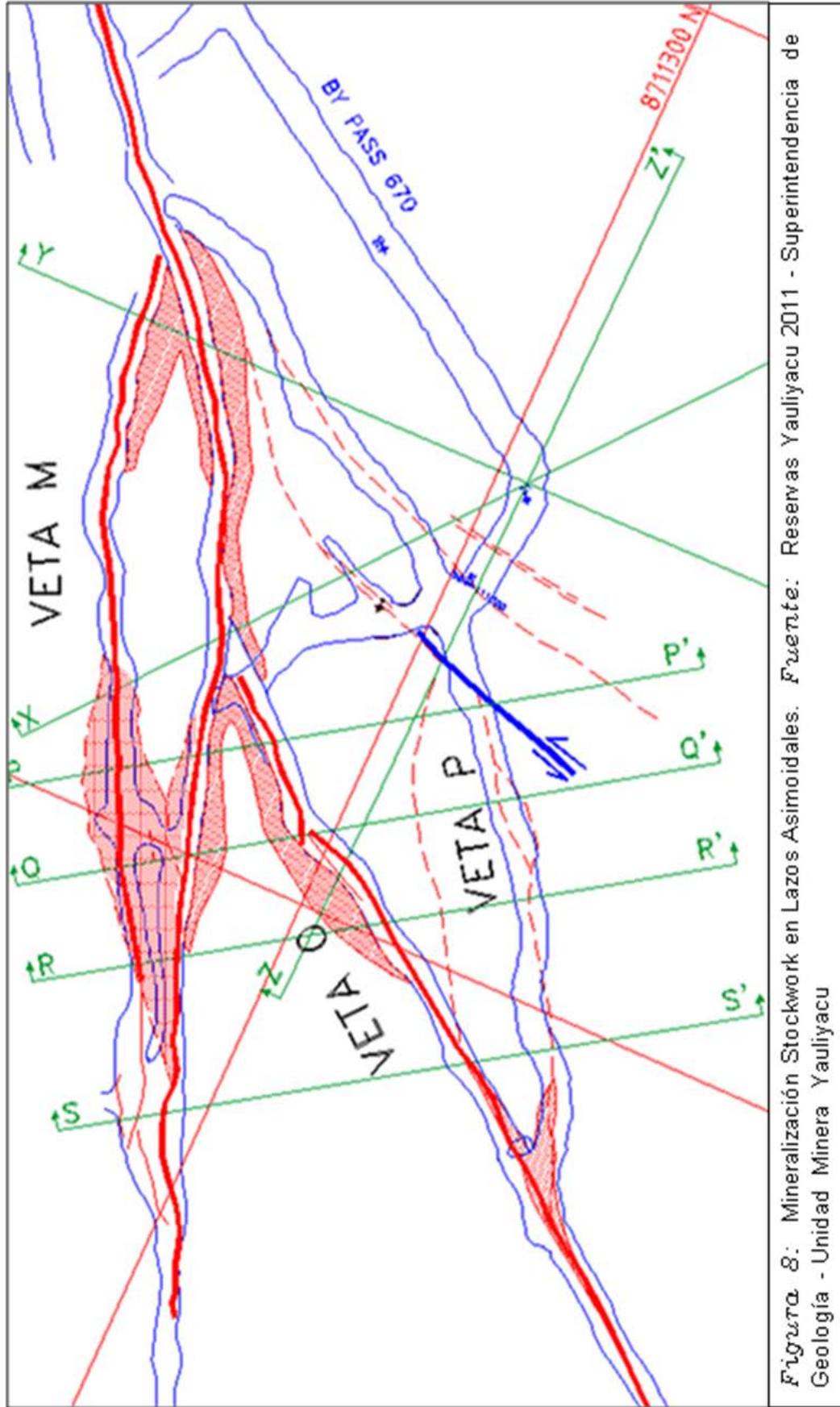


Figura 7: Mineralización Stockwork en Vetas. Fuente: Reservas Yauliyacu 2011 - Superintendencia de Geología - Unidad Minera Yauliyacu



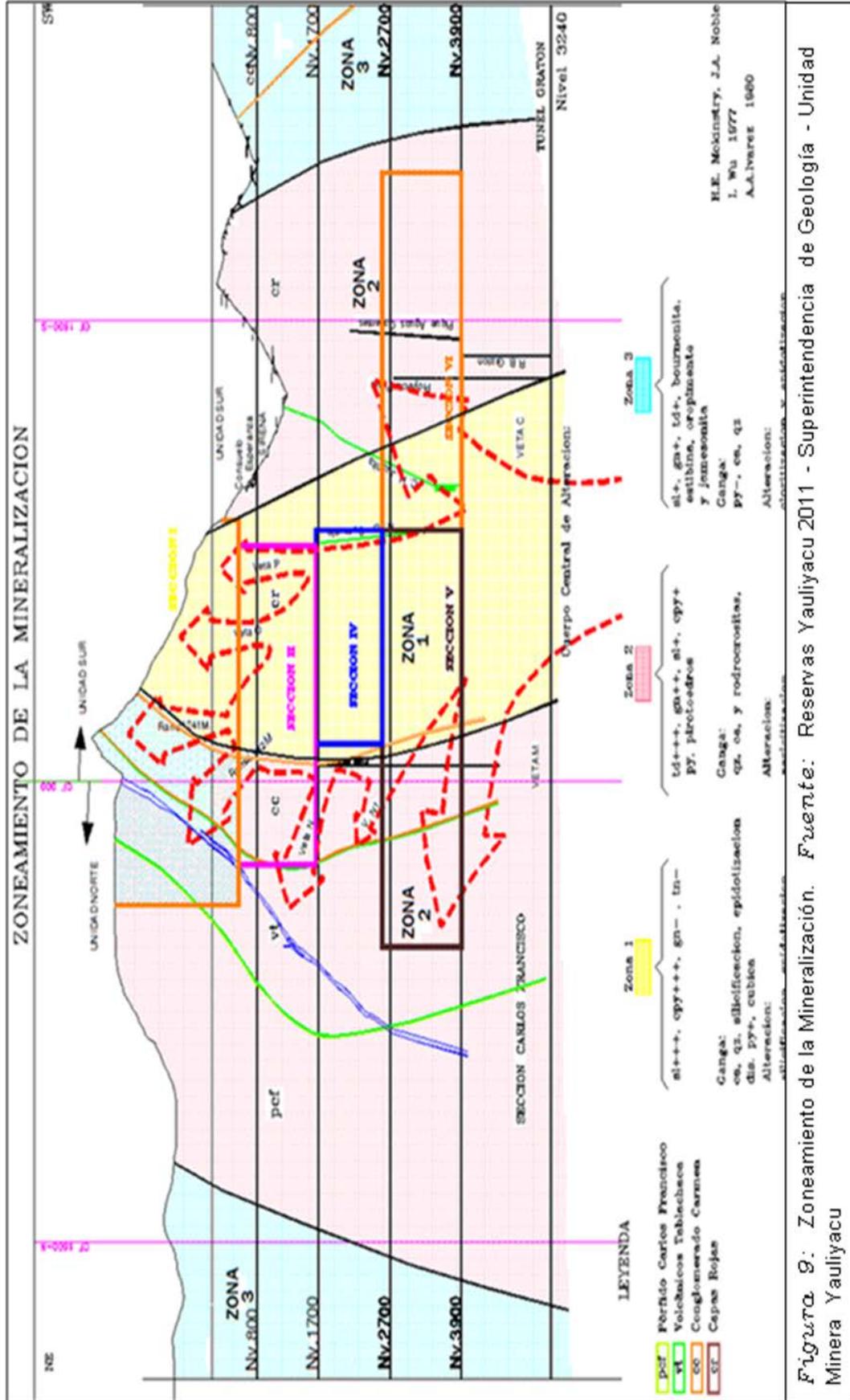


Figura 9: Zoneamiento de la Mineralización. Fuente: Reservas Yauliyacu 2011 - Superintendencia de Geología - Unidad Minera Yauliyacu

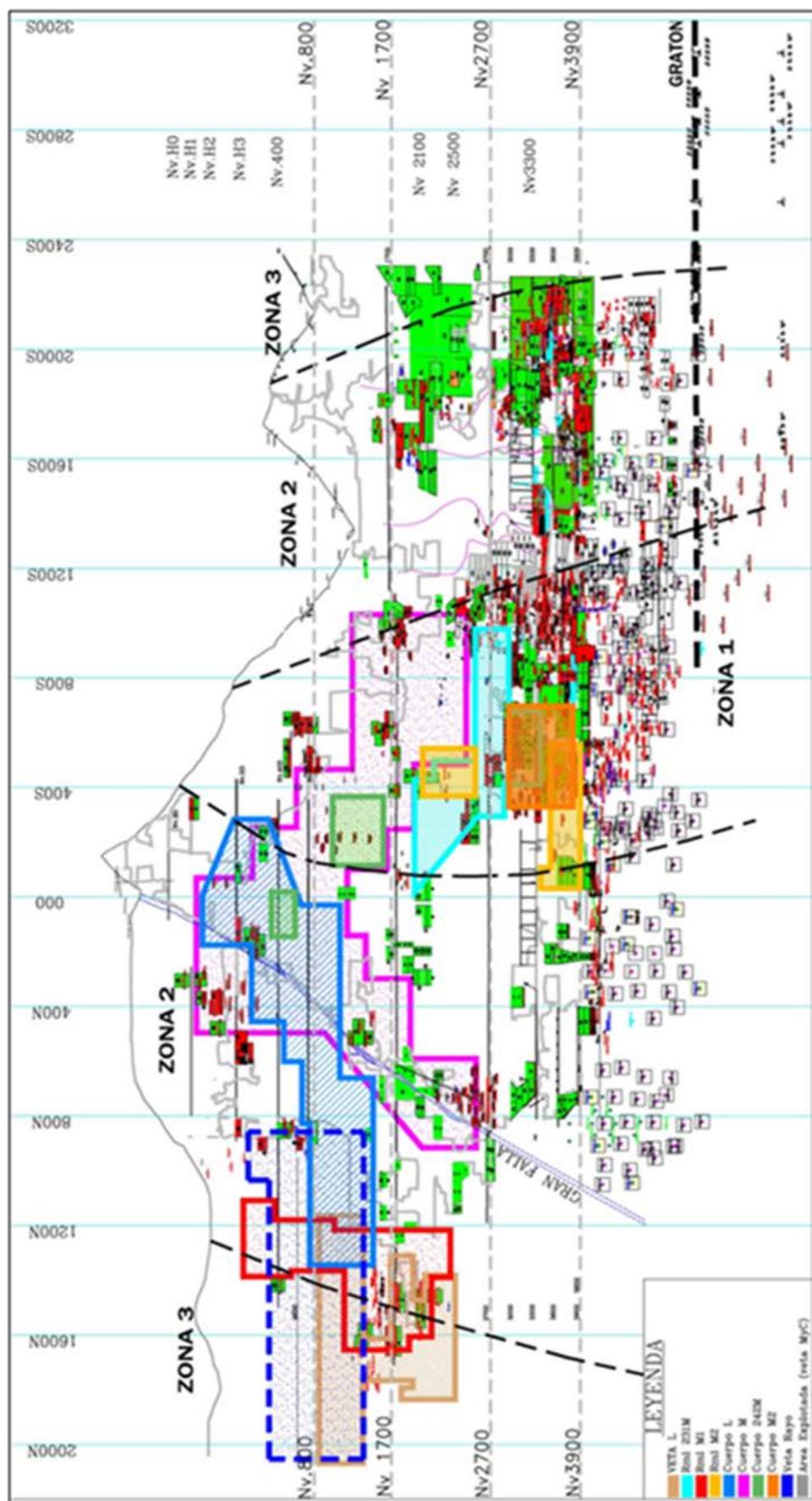


Figura 10: Reservas de Estructuras por Zonas. Fuente: Reservas Yauliyacu 2011 - Superintendencia de Geología - Unidad Minera Yauliyacu

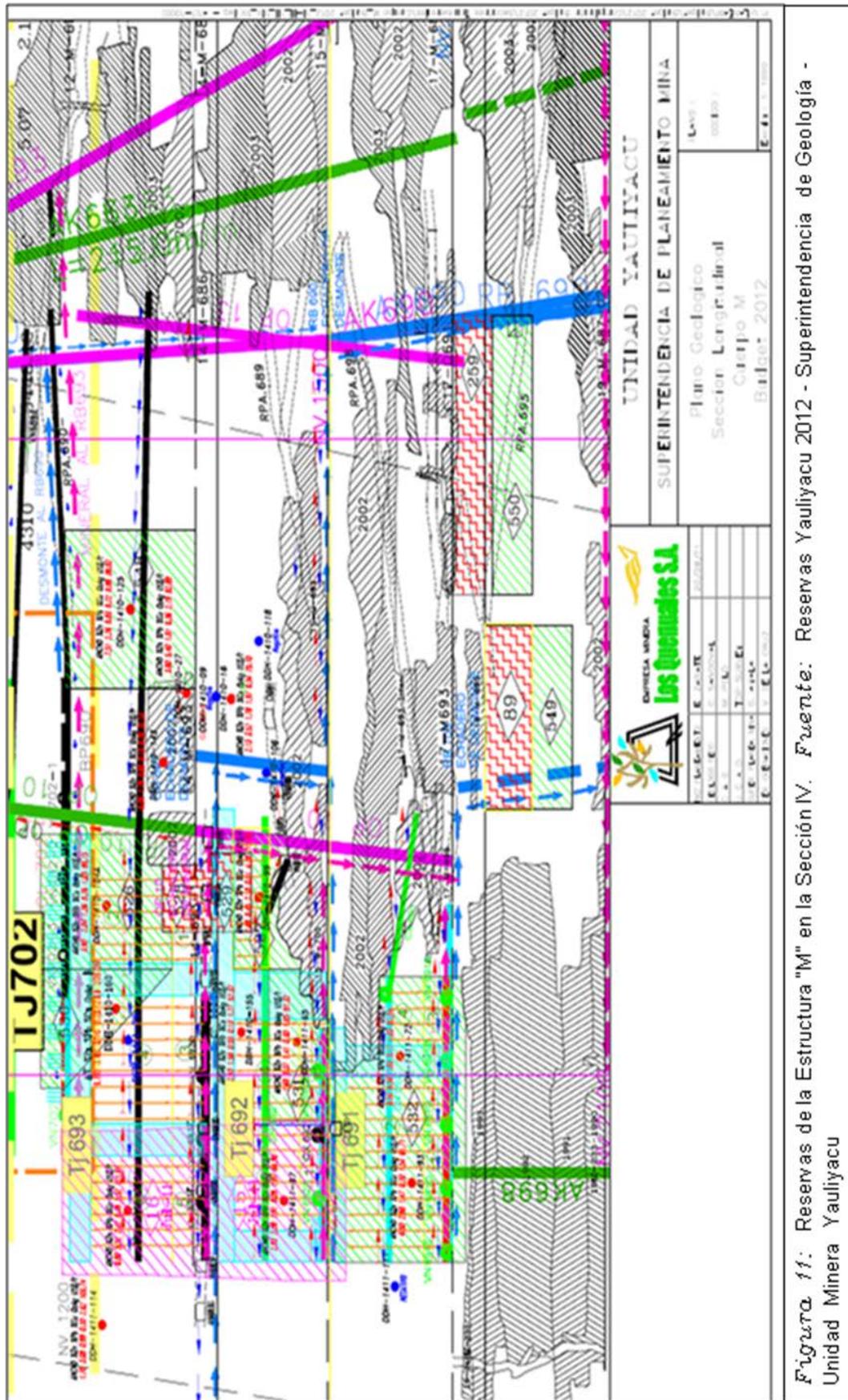


Figura 11: Reservas de la Estructura "M" en la Sección IV. Fuente: Reservas Yauliyacu 2012 - Superintendencia de Geología - Unidad Minera Yauliyacu

CAPITULO III

DESCRIPCIÓN DE LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN CONVENCIONAL EN VETAS

En la Unidad Minera Yauliyacu se trabajan las vetas angostas con los métodos de Shirinkage y Corte y Relleno Convencional Ascendente los cuales describiremos a continuación

3.1 SHIRINKAGE

En la explotación por Shirinkage, el mineral se arranca por franjas horizontales, empezando desde la parte inferior del cuerpo y avanzando hacia arriba. Parte del mineral tronado se deja en el tajo ya excavado, donde sirve como plataforma de trabajo para la explotación del mineral de arriba y para sostener las paredes del tajo.

La roca aumenta su volumen ocupado cerca de un 70 % por la fragmentación. Por esto se debe extraer continuamente un 40 % del mineral disparado durante la explotación, para mantener una distancia adecuada entre el techo y la superficie del mineral disparado. Cuando el

arranque haya avanzado al límite superior del tajo planeado, se interrumpe el arranque y se puede recuperar el 60 % restante del mineral. Los Parámetros de Aplicación del método se pueden apreciar en el cuadro 3.

Cuadro 3. Parámetros de aplicación del método Shirinkage		
1. Geometría del Yacimiento	Aceptable	Optimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	1.0	< 1.5m;2.0>
Buzamiento	>45°	>65°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
2. Aspectos Geotécnico	Aceptable	Optimo
Resistencia (Techo)	>30 MPa	>50 MPa
Resistencia (Mena)	s/profundidad	>50 MPa
Fracturamiento (Techo)	Alta-media	Media-Baja
Fracturamiento(Mena)	Media-Baja	Baja
Comportamiento Tenso-Deformacional	Elástico	Elástico
<i>Fuente:</i> Informe de Parámetros de Minado - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu		

3.1.1 Preparaciones

Sea el yacimiento una veta o una masa mineralizada, es indispensable tener una galería en la base del tajo que permita la evacuación del mineral, se en la UM Yauliyacu se ha estandarizado tener un By Pass paralelo a la galería base y esta es comunicada con ventanas (Draw Point), distanciadas 10 metros (figura 7), estas ventanas servirán para la extracción de mineral, además se preparan 2 chimeneas en los extremos para usarlos como chimeneas de servicios y de ventilación.

Las dimensiones de los tajos de Shrinkage son aproximadamente de 60 y 120 metros de largo con paneles de 60 metros de altura, delimitados con dos chimeneas a los extremos.

Cuadro 4. . Labores de preparación para el método Shrinkage						
ITEM	LABOR DESCRIPCION	Sección	Unid.	Cant.	Min. Ton.	Des. m3
1	Ch. gemelas 2 y 4 - Preparatorio	1.5 x 1.5	m	78		456,3
2	Ventana de Comunicación entre Chimeneas (1 y 2), (3 y 4)	1,2 x 2,1	m	75		491
3	Ventanas - Draw Points	3,0 x 3,0	m	60		1404
			Total :	213	0	2352
<i>Fuente:</i> Informe de Parámetros de Minado - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu						

3.1.2 Costo unitario del método de explotación Shirinkage

Cuadro 5. Costo Unitario del Método Shirinkage					
ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION SHRINKAGE					
Datos			Longitud de perf.	1,5	mts
Longitud	60,0	mts	Taladros/gdia	30	tal
Ancho	1,50	mts	tiempo de perf./gdia	180,0	mint
Altura	60,0	mts	mts perf/gdia	45	mts
Tonelaje	11.718,0	Ton	Tiempo Perf. /taladro	5,0	mint/tal
Altura de perforación	1,5	mts		3,33	mint/mt
Nº de cortes	34,7	cortes	Velocidad de Perf	0,30	mt/mint
Distancia entre puntal de seguridad	1,5	mts	Rendimiento	18,0	mt/hr
Longitud de puntal caja a caja	1,5	mts	Malla	0,5	0,5 m2
Longitud de redondo y tabla	3,0	mts	Ton rotas/taladro	0,95	
			Ton rotas/Disparo	28,4	
COSTO DE MINADO				US\$/Tm	21,95
PREPARACION					
			Unid	Cantidad	Tarifa \$/.
Ventanas Draw Point (6) 2,5m X 2,5m			60	m	330,25
Chimeneas (2) de 1,5m. X 1,5m.			78	m	233,04
Ventanas Entre Chimeneas (15) 1,2m X 2,1m			75	m	229,05
Desquinche del Radio de Curvatura			60	m3	18,27
SUB-TOTAL			273	m	56267,1
COSTO DE PREPARACION / TONELADA				US\$/Tm	4,80
SOSTENIMIENTO					
				Cant.	Tarifa \$/. Sub Total
Malla y split set (Malla 1,5 m. x 1,5 m.)			M2	114,75	19,16 2198,61
COLOCAC CUADRO COMPLETO 3X3M			Und.	4,00	356,66 1426,64
Cimbra			Und.	2	320,25 640,50
SUB TOTAL			US\$/Tm		0,36
SUB TOTAL				US\$/Tm	27,12
SUPERVISION (CIA)				US\$/Tm	0,93
MATERIALES				US\$/Tm	
ENERGIA				US\$/Tm	1,22
COSTO MINA				US\$/Tm	27,12
PLANTA				US\$/Tm	7,19
MANTENIMIENTO				US\$/Tm	0,80
INDIRECTOS				US\$/Tm	3,46
GASTOS LIMA				US\$/Tm	4,93
SUB TOTAL				US\$/Tm	45,65
COSTO TOTAL				US\$/Tm	50,25
INVERSION DE POR METODO DE MINADO					
			Unid	Cantidad	Tarifa \$/.
By Pass de Transito 3,0m. x 3,0m.			m	60	350,72
Galeria de Reconocimiento 2,5m. x 2,5m.			m	60	330,25
Chimeneas de reconocimiento (2) 1,5m x 1,5m			m	85	233,04
Total Inversion \$					60666,6
Costo unitario de inversion \$/Ton					5,18
<i>Fuente:</i> Reporte de Costos de Explotación - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu					

3.1.3 Ventajas del método Shirinkage

Las ventajas de este método son fundamentalmente las siguientes:

- ✚ El mineral roto reemplaza el relleno necesario para tener un piso de perforación.
- ✚ Este método permite sostener provisoriamente las cajas del tajo con el mismo mineral remanente en la labor. Además, el obrero puede controlar el techo del tajo.
- ✚ Una vez culminado toda la rotura del tajo, se puede disponer de una reserva de mineral roto que puede ser extraído rápidamente y con un alto rendimiento.

3.1.4 Desventajas del método Shirinkage

Las desventajas de este método de explotación son fundamentalmente las siguientes:

- ✚ Seguridad, en ciertos casos este método puede ser peligroso debido a la formación de bóvedas durante la evacuación por gravedad del esponjamiento, puesto que los obreros confinados en la horizontalidad del piso del mineral arrancado, pueden empezar a trabajar y ser repentinamente chupados por el derrumbe de estas bóvedas. También se pueden formar bóvedas durante el período de vaciado del tajo que, al derrumbarse, pueden dañar al equipo de extracción y al operador.
- ✚ Dilución de la ley, el Shirinkage implica, por lo general, una dilución de la ley, debido a que durante la fase de vaciado del caserón se mezclan corrientemente zonas de estériles que se derrumban de las

paredes. Es frecuente que al final de la fase de vaciado sea necesario desechar bancos de las cajas con leyes demasiado baja disminuyendo aún más la recuperación del yacimiento.

- ✚ Este método no se adapta bien a la explotación de aquellas zonas mineralizadas secundarias que se forma alrededor de la mineralización principal.
- ✚ Algunas especies de minerales se oxidan muy fácilmente provocando dificultades relacionadas con la recuperación en planta. Conocemos varios casos donde se puede apreciar una pérdida de recuperación de un 5% por solo hecho de que los sulfuros metálicos se han oxidado.
- ✚ La posibilidad de producción instantánea es baja en la primera fase, debido a que se extrae solamente el 35% de mineral de un corte. Claro que una vez finalizado el tajo, es posible la creación de un ciclo de producción más regular, compensado de este modo la baja producción de un tajo en la fase de arranque con cada uno en la fase de vaciado.
- ✚ La acumulación del mineral en los tajos durante la primera fase, hasta alcanzar un ciclo regular de producción, obliga a una inversión adicional necesaria para la limpieza del 65% del mineral restante de esos tajos.

3.2 CORTE Y RELLENO VETAS CONVENCIONALES ASCENDENTE

Es un método ascendente (realce). El mineral es arrancado por franjas verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes tajo, y en algunos casos especiales el techo.

Los Parámetros de Aplicación del método se pueden apreciar en el cuadro 6.

Cuadro 6. Parámetros de aplicación del método Corte y Relleno en Vetas Convencional Ascendente		
1. Geometría del Yacimiento	Aceptable	Optimo
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	0.8	<2.0m
Buzamiento	>45°	>65°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Irregular
2. Aspectos Geotécnico	Aceptable	Optimo
Resistencia (Techo)	>40 MPa	>50 MPa.
Resistencia (Mena)	s/profundidad	>50 MPa.
Fracturamiento (Techo)	Alta-media	Media-Baja
Fracturamiento (Mena)	Media-Baja	Baja
Comportamiento Tenso-Deformacional	Elástico	Elástico
<i>Fuente:</i> Informe de Parámetros de Minado - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu		

3.2.1 Preparaciones

Para el método de corte y relleno ascendente convencional se debe tener una galería base y chimeneas gemelas a los extremos, los tajos tienen una dimensión de 60 metros de largo y 60 metros de altura (figura 5), en la parte media del tajo se construye un buzón – camino – buzón el cual va levantándose conforme se va minando el tajo, el camino sirve de acceso y como chimenea de servicios auxiliares (ingreso de agua, aire y ventilación), el equipo de limpieza micro scoop se coloca en una cámara, frente al Ore Pass y va girando para cada ala dependiendo el ciclo de explotación en el tajo.

Cuadro 7. Labores de preparación para el método Corte y Relleno Convencional Ascendente						
ITEM	LABOR DESCRIPCION	Sección	Unid.	Cant.	Min. Ton.	Des. m3
1	Ch. gemelas 2, 4 y 5 - Preparatorio	1,5 x 1,5	m	118		690,3
2	Ventana de Comunicación entre Chimeneas (1 y 2), (3 y 4), (5 y 6)	1,2 x 2,1	m	120		786
3	Ventana - acceso caminos extremos	2,5 x 2,5	m	40		650
4	Ventana - acceso gemela del Ore Pass	3,0 x 3,0	m	10		234
5	Ventanas(2) - Camara de volteo del Micro Scoop	2,5 x 2,5	m	14		227,5
			Total :	302	0	2588
<i>Fuente:</i> Informe de Parámetros de Minado - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu						

3.2.2 Costo Unitario del Método de Explotación Corte y Relleno en Veta Convencional Ascendente

CUADRO 8. Costo Unitario del Método Corte y Relleno en Veta Convencional Ascendente					
ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO EN VETA CONVENCIONAL					
Datos			Longitud de Perf.	2,2	mts
Longitud	60,0	mts	tiempo de perf neta/tal	4,68	min
Ancho de minado	1,5	mts	tiempo de perf total/tal	5,88	min
Altura	60,0	mts	Velocidad de perf	0,50	mts/min
Tonelaje del Block	12.936	Ton	Tal/guardia	28	tal
Tonelaje por corte	554,4	ton	Mts perf/disparo	61,6	mts
Nº de cortes	24	cortes	tiempo perf total/disp	164,64	min
Altura de labor	2,4	mts	Rendimiento	22,4	mts/hr
Perforación con barrenos (4', 6' y 8')	7,8	pies	Malla	0,5	0,5 m2
			Ton Rotas/taladro	1,5	tms
			Ton Rotas/disparo	41,0	tms
PU DE EXPLOTACION				US\$/Tm	26,48
SOSTENIMIENTO ADICIONAL			Cantidad	Unid	Tarifa US\$/.
	Split Set 5'		1193	Unid	13,69 16334,7
SUB-TOTAL					US\$ 0,0
COSTO SOSTENIMIENTO / TONELADA				US\$/Tm	1,26
PREPARACION			Cantidad	Unid	Tarifa \$/.
	Ventanas (4) 2,5m X 2.5m		44	m	330,25 14531,0
	CHIMENEAS (2) de 1.5m. X 1.5m.		78	m	233,04 18177,1
	Ventanas Entre Chimeneas (15) 1.2m X 2.1m		120	m	229,05 27486,0
	Desquinche Radio de Giro		40	m3	18,27 730,80
SUB-TOTAL			282		US\$ 60924,9
COSTO DE PREPARACION / TONELADA				US\$/Tm	4,71
SUB TOTAL				US\$/Tm	32,45
SUPERVISION (CIA)				US\$/Tm	0,93
MATERIALES				US\$/Tm	
ENERGIA				US\$/Tm	1,22
MINA				US\$/Tm	32,45
PLANTA				US\$/Tm	7,19
MANTENIMIENTO				US\$/Tm	0,80
INDIRECTOS				US\$/Tm	3,46
GASTOS LIMA (APROXIMADO)				US\$/Tm	4,93
TOTAL				US\$/Tm	50,98
COSTO TOTAL				US\$/Tm	55,59
INVERSION DE POR METODO DE MINADO			Unid	Cantidad	Tarifa \$/.
	Galeria de Reconocimiento 2.5m. x 2.5m.		m	60	330,25 19815,0
	By Pass de Transito 3.0m. x 3.0m.		m	60	350,72 21043,2
	Ventana acceso al OP 3,0m x 3,0m		m	15	350,72 5260,8
	Chimenea - Ore Pass 1.5 x 1.5		m	50	233,04 11652,0
	Chimeneas de reconocimiento (2) 1.5 x 1.5		m	85	233,04 19808,4
Total Inversion \$					77579,4
Costo unitario de inversion \$/Ton					4,61
<i>Fuente:</i> Reporte de Costos de Explotación - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu					

3.2.3 Ventajas del método Corte y Relleno en Veta Convencional

Las ventajas de este método son fundamentalmente las siguientes:

- ✚ La recuperación es cercana al 100%.
- ✚ Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.
- ✚ Es un método que ofrece estabilidad de las cajas conforme se avanza en un corte, consecutivamente se rellena.
- ✚ Se adecua a yacimientos con propiedades físicos – mecánicas incompetentes.

3.2.4 Desventajas del método Corte y Relleno en Vetas Convencional

Las desventajas de este método son fundamentalmente las siguientes:

- ✚ Costo de explotación elevado.
- ✚ Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.
- ✚ Consumo elevado de materiales de Sostenimiento.

CAPITULO IV

DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE SUB LEVEL STOPING

EN VETAS

4.1 PARÁMETROS DE APLICACIÓN DEL MÉTODO

A continuación se indican los parámetros a considerar para la aplicación del método de taladros largos en vetas, estos parámetros se han estado mejorando conforme la experiencia y la implementación del método han permitido considerar las condiciones que se presenta en el terreno

4.1.1 Parámetros geomecánicos

- ✚ Se debe tener un RMR corregido para las cajas mayor o igual a 50 principalmente en la Caja Techo; en el caso de Vetas un RMR corregido mayor a 45.
- ✚ Las rocas deben presentar una resistencia a la compresión uní axial superiores a los 100 Mpa. y un RQD que fluctúa entre 45 a 75%.
- ✚ Se manejan en promedio alturas de 55 metros de abertura de nivel a nivel, considerando que se debe dejar puentes de un espesor mínimo

de 5 m., los que ayudaran a redistribuir los esfuerzos y ayudar a la estabilidad de la labor, estos alcances se pueden obtener del programa Phases2 y del CPillar para el caso de los pilares; los factores de seguridad que se obtengan siempre deberán ser superiores a 1, para evitar la presencia de zonas de tensión.

- ✚ Otra consideración a tener en cuenta es el Radio Hidráulico que se obtiene, para nuestro caso se tienen valores de 12 – 14, para poder trabajar en zonas de transición sin sostenimiento, vale decir que estos valores indican que a lo largo el Tajo deberá ser rellenado para contener las cajas.

4.1.2 Parámetros geológicos

- ✚ El Ancho de la zona mineralizada debe ser de 1.5 m. a 3.0 m.
- ✚ El buzamiento de la zona mineralizada debe ser mayor a 50° para que permita la caída del mineral por gravedad.
- ✚ La presencia de Agua en la zona mineralizada debe ser mínima para que permita el uso de explosivo granulado.
- ✚ La Estructura Mineralizada debe tener una forma regular para disminuir la dilución en el tajo.
- ✚ El Valor de mineral debe estar por encima de los 44.86 dólares.

4.2 COSTO UNITARIO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPING EN VETAS

Cuadro 9. Costo Unitario del Método Sub Level Stopping en Vetas				
ANÁLISIS DEL METODO DE EXPLOTACION SUB LEVEL STOPING EN VETAS				
LONGITUD	120 mts	Longitud de Barra.4 pies	1,22 mts	
ANCHO	2,5 mts	Tiempo Perf/Barra	2,22 mint	
ALTURA DE PERF	13 mts	Tiempo Perf/mt	2,90 mint/mt	
EFICIENCIA PERFORACION	85%	Velocidad de Perf Neta	0,54 mts/min	
EFICIENCIA DISPARO	85%	Rendimiento	14,00 mts/hr	
P.E	2,8 Tm/m3	Ton rotas/taladro	18,9 Ton/tal	
TONELAJE/CORTE	11.122 Tms	Tms/ml	1,45 Ton/ml	
ALTURA DE BLOCK	60 mts	dilucion	10%	
TONELAJE DE BLOCK	27907 Tms			
KGS DE EXPLOSIVO	20084,5 Kgs			
FACTOR DE POTENCIA	0,72 Kgs/Tms			
MALLA DE PERFORACION: 2 :3	1,20	1,40		
Nº DE TAL/SECC	5 Tal	más 2 de Alivio		
PERFORACION	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
METROS/HORA	14	m/h		
No taladros / corte	500	Unid		
Metros perforados / corte	7647	m	4	30588
Costo /tonelada			US\$/Tm	2,75
ACCESORIOS	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Costo /tonelada			US\$/Tm	0,33
Costo de Perforación			US\$/Tm	3,08
VOLADURA	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Emulsion de 1 1/2x8		847	0,49	415,06
Anfo (3 Kg/m)	3	12705,88	0,72	9148,24
Plastex		3304	1,52	5021,36
Costo /tonelada			US\$/Tm	1,16
LIMPIEZA SCOOP 3,5 YD3	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Ton / Hora	24			
Scoop 3,5 yd3		\$/hora	83,5	
Costo /tonelada			US\$/Tm	3,48
RELLENO	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Ton /HORA	24			
Horas		371	83,50	30957
Costo /tonelada			US\$/Tm	1,74
SOSTENIMIENTO		Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
SUB TOTAL			US\$/Tm	0,46
PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
SUBNIVEL INTERMEDIO 3.5 m. X 3.5 m.	120	m	488,41	58.609
VENTANAS (DRAW POINT)	100	m	488,41	48.841
CRUCERO INTERMEDIO 3.5 m. X 3.5 m.	30	m	488,41	14.652
SUB TOTAL	250		US\$/Tm	4,38
WINCE - (4) 1.5m. X 1.5m.	26	m		
Costo Winces /tonelada			US\$/Tm	0,1274
Costo Preparación Total / tonelada	250		US\$/Tm	4,96
PLANILLA			US\$/Tm	4,25
MATERIALES			US\$/Tm	1,83
ENERGIA			US\$/Tm	1,22
COSTO MINA			US\$/Tm	21,72
PLANTA			US\$/Tm	7,19
MANTENIMIENTO			US\$/Tm	0,80
INDIRECTOS			US\$/Tm	5,61
TOTAL			US\$/Tm	35,89
GASTOS LIMA (APROXIMADO)			US\$/Tm	4,93
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)			US\$/Tm	4,04
COSTO TOTAL PRODUCCIÓN			US\$/Tm	44,86
INVERSION DE POR METODO DE MINADO	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Rampa de 3.5m x 3.5m	m	203,85	491,77	100.245,4
Galería de Reconocimiento 3.5m x 3.5m	m	120	488,41	58.609,2
Chimeneas de reconocim. (4) 1.5x1.5	m	68	233,04	15.846,7
By Pass de 3.5m. x 3.5m.	m	80	488,41	39.072,8
Total Inversion \$				213.774,1
Costo unitario de inversion \$/Ton				4,04

Fuente: Reporte de Costos de Explotación - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu

4.3 DISEÑO DE LABORES DE PREPARACIÓN

- ✚ Para el diseño de labores de preparación para la explotación de los tajos por este método, se ha considerado como estándares las siguientes observaciones:
- ✚ Los Niveles de perforación son de 3.5 m. x 3.0 m. de sección, como mínimo, por estándar de los Jumbos Autopropulsados.
- ✚ Las Longitudes máximas de Nivel a Nivel de Perforación es de 30.0 m.
- ✚ Las chimeneas de Slot para la cara libre tendrán una sección mínima de 1.5 m x 1.5 m.
- ✚ El By Pass paralelo al tajo con una sección mínima de 3.0 m x 3.0 m.
- ✚ La Galería Base tendrá una sección mínima de 3.5 m. x 3.0 m..
- ✚ Los ejes de las ventanas o draw point de extracción de mineral estarán distanciados a 20mts, ver figuras nº 14 y nº16.

Cuadro 10. Labores de preparación para el Método de Taladros Largos en Vetas			
Labor	Sección	metraje	Observación
SUBNIVEL INTERMEDIO	3.5 m. x 3.5 m.	120 m.	Nivel Intermedio de Perforación
VENTANAS (DRAW POINT)	3.5 m. x 3.5 m.	100 m.	Ventanas de Limpieza de Mineral
CRUCERO INTERMEDIO	3.5 m. x 3.5 m.	30 m.	Acceso al Nivel Intermedio de Perforación
WINCE - (4)	1.5m. X 1.5m.	26 m.	Slot Negativo de Perforación y Chimenea Negativa de Relleno
	Total	276.0 m.	

Fuente: Informe de Parámetros de Minado - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu

Cuadro 11. Labores de Desarrollo para el Método de Taladros Largos en Vetas			
Labor	Sección	metraje	Observación
Rampa de 3.5m x 3.5m	3.5 m. x 3.5 m.	203,85 m.	Rampa Principal de Acceso
Galería de Reconocimiento 3.5mx3.5m	3.5 m. x 3.5 m.	120 m.	Galería Base del Tajo
Chimeneas de reconocim. (4) 1.5x1.5	1.5m. X 1.5m.	68 m.	Chimeneas Exploratorias
By Pass de 3.5m. x 3.5m.	3.5 m. x 3.5 m.	80 m.	Acceso Base de Extracción Paralelo al Tajo
	Total	471.85 m.	
<i>Fuente:</i> Informe de Parámetros de Minado - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu			

4.4 DISEÑO DE PILARES NATURALES

Al tener la mina Yauliyacu labores a profundidades considerables (mayores a 800 m.) en donde se tienen potenciales reservas de taladros en vetas, se ha visto necesario diseñar pilares naturales de roca que aseguren la estabilidad de las zonas cercanas a la explotación de estos tajos, además que estas labores generalmente están en areniscas silicificadas que combinadas con la profundidad de las zonas en explotación pueden presentar relajamientos que llevan a tener eventos de estallidos de rocas, para el diseño de estos pilares se usan programas como el Phases que nos permite ver las tensiones que se generan en las proximidades de las labores mineras adyacentes a los tajos de taladros largos, y el comportamiento que se tiene por los espacio vacios que se generan al momento de la secuencia de minado y extracción por paneles, ver figuras n°14 , n°16 y n°17.

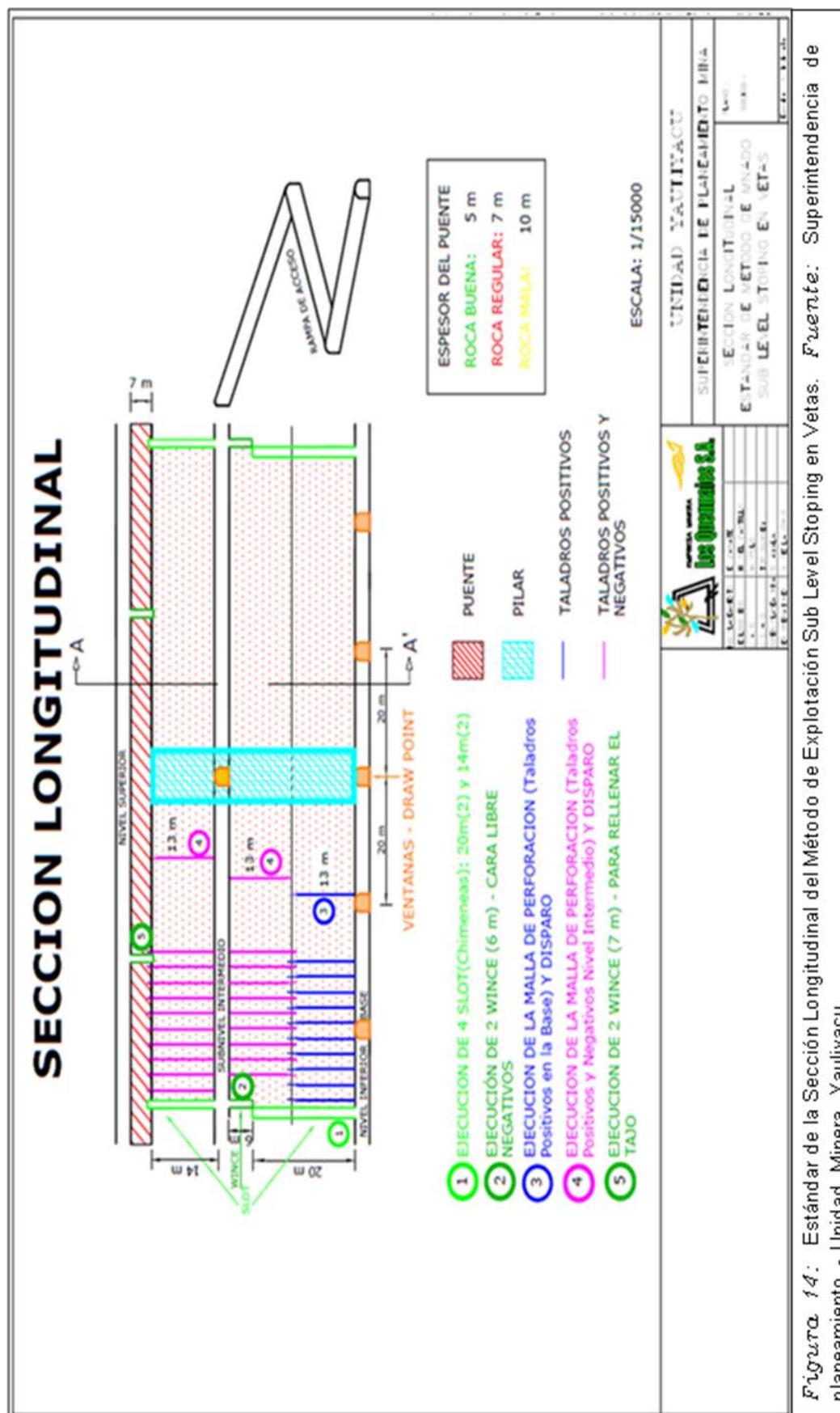
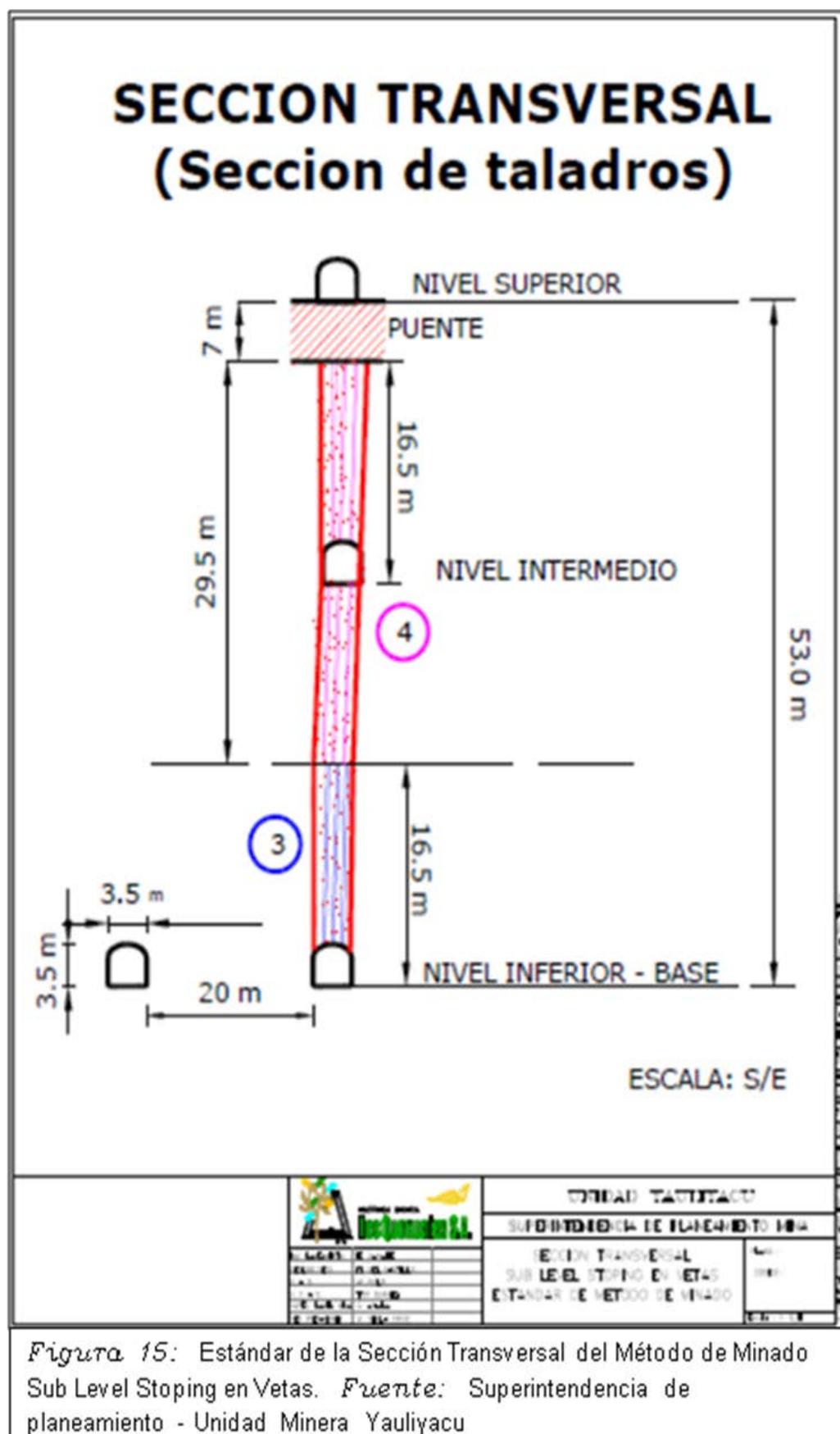
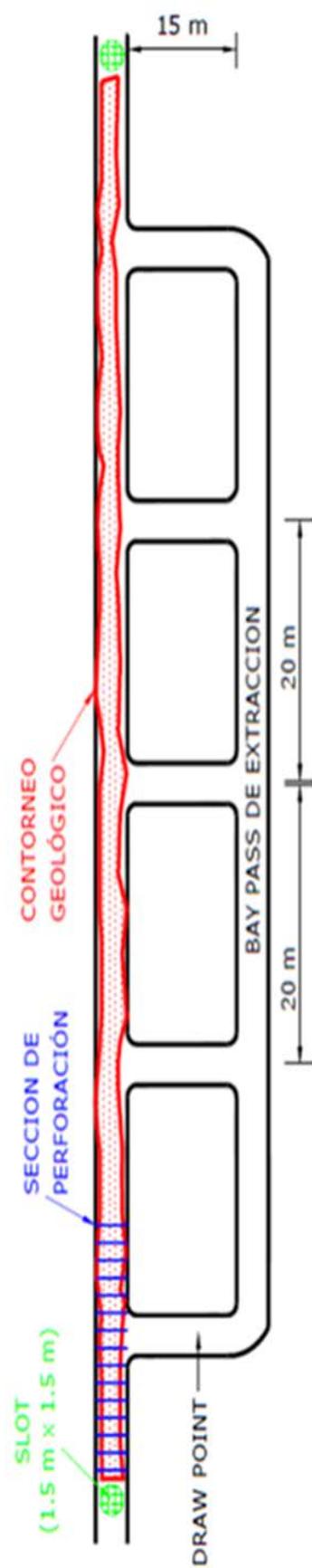


Figura 14: Estándar de la Sección Longitudinal del Método de Explotación Sub Level Stopping en Vetas. Fuente: Superintendencia de planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu



VISTA DE PLANTA

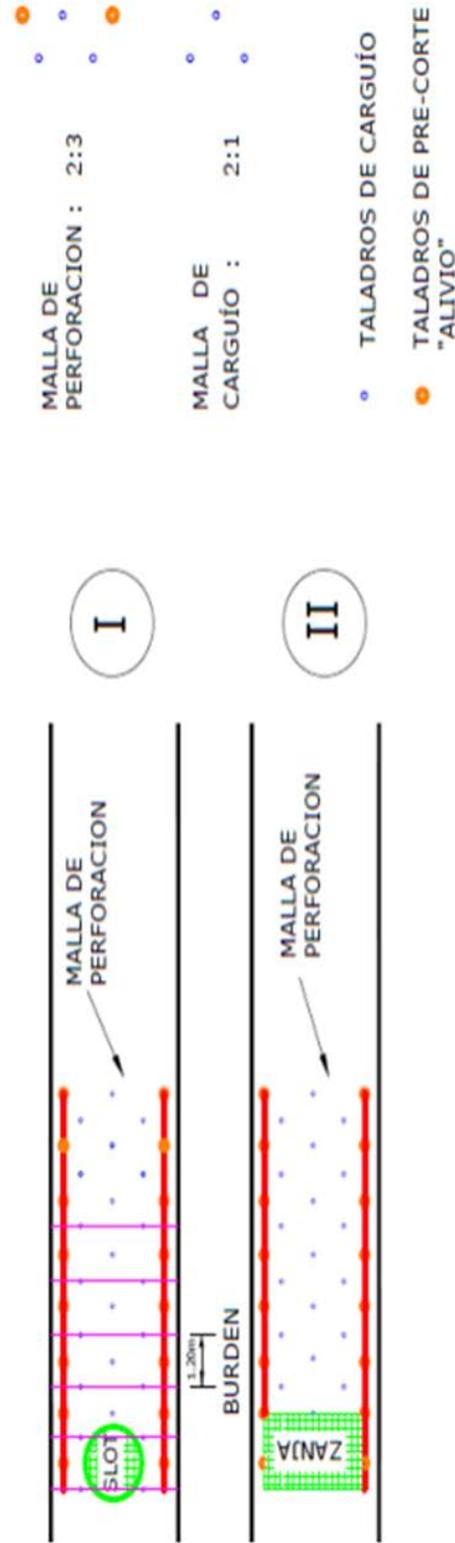


ESCALA: 1/10000

		UNIDAD YAULIYACU	
		SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO MINA	
VETA EN PLANTA		Lote 1	
ESTÁNDAR DE MÉTODO DE MINADO		MINA	
SUB NIVEL STOPING EN VETAS			
E. DISEÑO		E. G. S. S. D. M.	

Figura 16: Estándar de Vista de Planta del Método de Minado Sub Level Stopping en Vetas. Fuente: Superintendencia de planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu

SECUENCIA DE MINADO (Vista de planta)



ESCALA: S/E

	UNIDAD YAULIYACU SUPERINTENDENCIA DE PLANEAMIENTO MINA										
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td style="width: 20%;">FECHA</td> <td style="width: 20%;">E.L.O.C.</td> <td style="width: 20%;">P.L.A.N.</td> <td style="width: 20%;">P.E.S.O.</td> <td style="width: 20%;">E.S.T.</td> </tr> <tr> <td> </td> <td> </td> <td> </td> <td> </td> <td> </td> </tr> </table>	FECHA	E.L.O.C.	P.L.A.N.	P.E.S.O.	E.S.T.						SECUENCIA DE MINADO ESTÁNDAR DE MÉTODO DE MINADO SUB LEVEL STOPING EN VETAS
FECHA	E.L.O.C.	P.L.A.N.	P.E.S.O.	E.S.T.							
L.P.P. C.O.P.P. E.S.T.											

Figura 17: Estándar de la Secuencia de Minado del Método de Minado Sub Level Stopping en Vetas. Fuente: Superintendencia de planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu

4.5 DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN

El diseño de mallas de perforación esta en función del equipo de perforación, de la forma de la estructura mineralizada, del diseño de voladura que deseamos tener en nuestro tajo y de la calidad de mineral que deseamos extraer del tajo con respecto al control de la dilución, agregando taladros de Pre-corte en las cajas de mineral, como indica la figura n°15 y n°17.

4.5.1 Descripción de equipos de perforación

En la Unidad Minera Yauliyacu tenemos los equipos de perforación Auto propulsados, para traslados de niveles y rampas los cuales necesitan una sección mínima 3.5 m. x 3.0 m. para perforar vetas de 60°- 85° como son las que tenemos en la Unidad, y sección de 3.5 m x 3.5 m para perforación de cuerpos, donde se necesita la perforación en abanico, las dimensiones del equipo de perforación pueden apreciarse en la figuras n° 18, n°19 y n°20.

Los principales características de este equipo, es la capacidad de desplazarse por los diferentes labores, niveles y rampas de manera autopropulsada, el equipo cuenta con una perforadora COP 1238ME de Atlas Copco, posee la ventaja de poder girar la viga hasta 360 ° lo cual permite la perforación negativa y radiales si la operación lo necesitara.

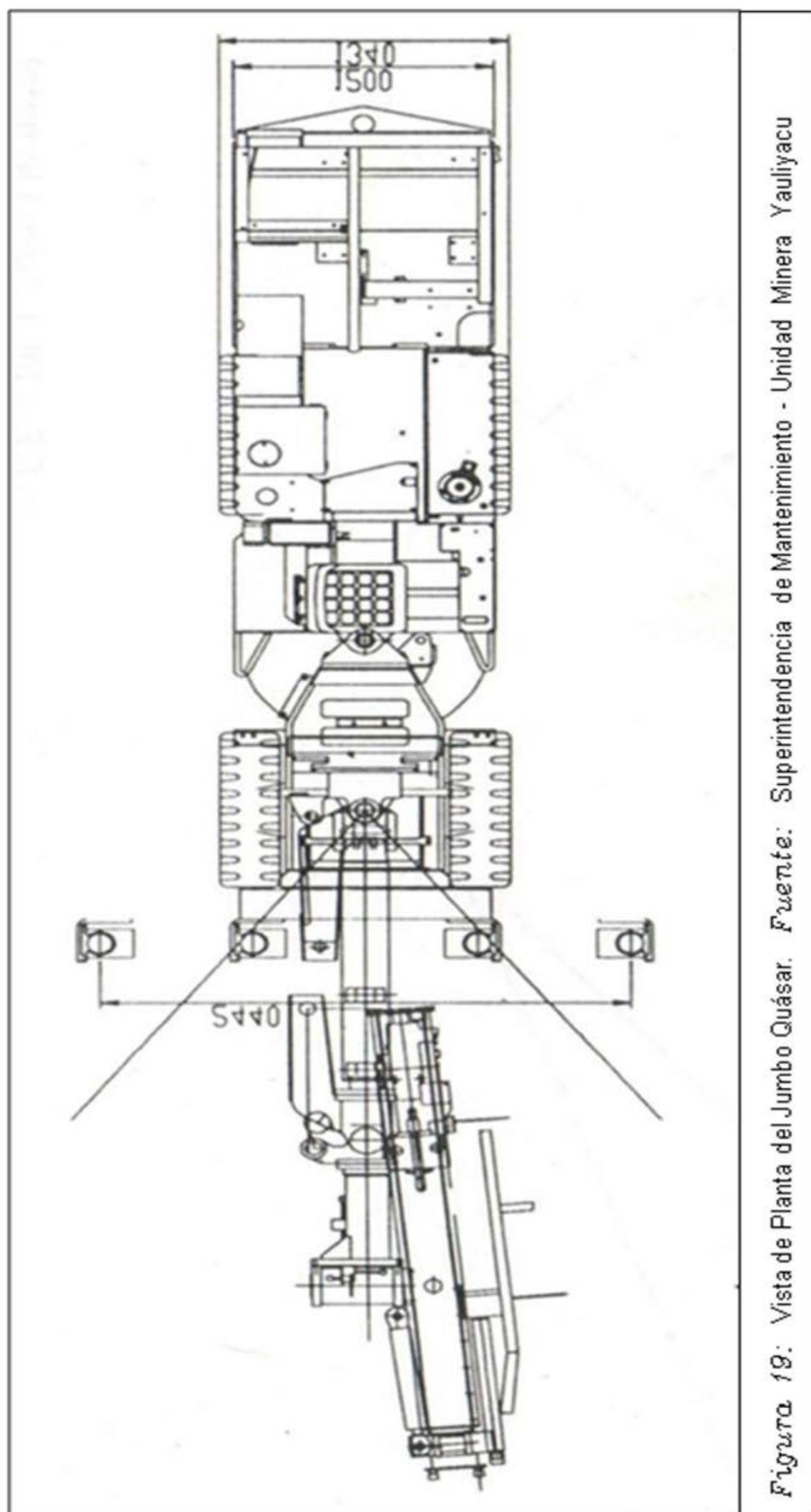


Figura 19: Vista de Planta del Jumbo Quásar. Fuente: Superintendencia de Mantenimiento - Unidad Minera Yauliyacu

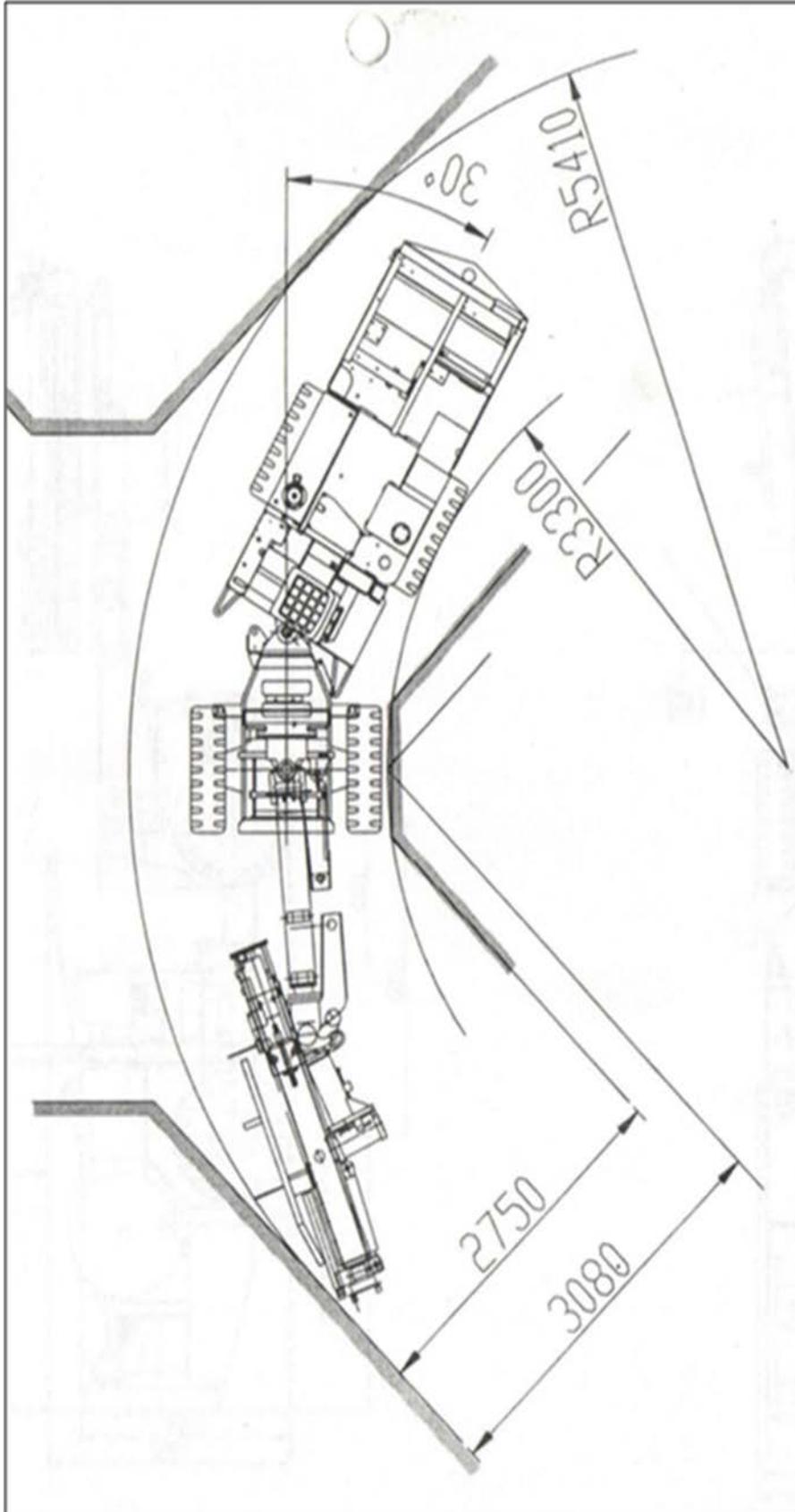


Figura 20: Radio de Giro del Jumbo Quásar. Fuente: Superintendencia de Mantenimiento - Unidad Minera Yauliyacu

4.5.2 Estándares de labores para el diseño de mallas de perforación

Es importante al momento de empezar a preparar nuestros niveles de perforación, llevar una sección que lleve la estructura mineralizada en el centro de la labor o ligeramente pegada a la caja piso de la estructura, esto nos facilitara el posicionamiento del jumbo en el momento de la perforación, el área de geología con el control de calidad deben realizar el seguimiento de como se esta llevando la labor, de tener problemas en el posicionamiento del jumbo nos ocasionara desviación en los taladros y podríamos tener problemas graves de dilución e inestabilidad en las cajas, producto de la voladura; la secciones de los niveles de perforación deben ser como mínimo 3.5 m. x 3.0 m.

4.5.3 Calculo del burden método Langeford

Para el cálculo del burden y espaciamiento usamos la formula de Langeford, que considera la potencia relativa del explosivo, el grado de confinamiento de compactación, una constante de la roca y su grado de fracturamiento mediante la siguiente formula.

CALCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FORMULA DE LANGEFORS

$$B1_{\max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))} \quad BP1 = B_{\max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$B2_{\max} = 0.046 \times D \quad BP2 = B_{\max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

Bmáx.	Burden Máximo (mts)	1,68
BP 1	Burden Práctico	1,25
	Espaciamiento	1,25
DATOS		
D	Diametro del taladro (mm)	64
C	Constante de la roca	1,150
	se toma lo siguiente:	
	c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05)	
	c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)	
	RMR	100
	Descripción del RMR	BUENA
f	Factor de fijación	0,85
	Taladros verticales f: 1.00	
	Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90	
	Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85	
E/B	Relación entre Espaciamiento y Burden	1
dc	Densidad de carga (g/cm ³)	0,84
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	0,87
L	Longitud de taladro (m.)	15

Este cálculo luego es ajustado a parámetros geomecánicos detectados en el terreno (fallas); en los tajos de taladros largos en vetas usamos un burden promedio de 1.20 m. y los diseños de los taladros son paralelos con un espaciamiento de 1.4 m en promedio.

En el cuadro 12 se aprecia los cálculos de burden en función de la valorización del macizo rocoso (RMR).

Cuadro 12. CÁLCULO DEL BURDEN SEGÚN LA FÓRMULA DE LANGEFORS														
Bmáx.	Burden Máximo (mts)	1,71	1,70	1,70	1,70	1,70	1,69	1,69	1,69	1,68	1,68	1,68	1,68	1,68
BP 1	Burden Práctico	1,28	1,28	1,27	1,27	1,27	1,27	1,26	1,26	1,26	1,25	1,25	1,25	1,25
	Espaciamiento	1,28	1,28	1,27	1,27	1,27	1,27	1,26	1,26	1,26	1,25	1,25	1,25	1,25
D	Diametro del taladro (mm)	64	64	64	64	64	64	64	64	64	64	64	64	64
C	Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05) c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)	1,112	1,114	1,117	1,119	1,122	1,124	1,127	1,130	1,132	1,135	1,137	1,140	1,142
	RMR	85	86	87	88	89	90	91	92	93	94	95	96	97
f	Descripción del RMR	BUENA												
	Factor de fijación													
	Taladros verticales f : 1.00	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85	0,85
	Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90													
	Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85													
E/B	Relación Espaciamiento y Burden	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
dc	Densidad de carga (g/cm3)	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84	0,84
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo	0,87	0,87	0,87	0,87	0,87	0,87	0,87	0,87	0,87	0,87	0,87	0,87	0,87
L	Longitud de taladro (m.)	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15	15

Fuente: Informe de Parámetros de Voladura - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu

4.6. DISEÑO DE SECUENCIA DE VOLADURA

En función de las simulaciones de estabilidad en el minado de taladros largos en vetas, se llegó a la conclusión que la mejor secuencia de voladura es en retirada por paneles como se aprecia en la figura 10, esta secuencia nos permite mantener una buena estabilidad en los subniveles de voladura, manteniendo un techo seguro para el persona que efectuara las siguientes voladuras.

Como medida de seguridad debemos respetar los pilares diseñados; en el proceso de voladura debemos considerar en el diseño, el levantamiento de taladros, esto nos permitirá controlar la desviación de los taladros y el carguío de los taladros para no picar las cajas en estéril y no crear en las cajas inestabilidad y no contaminar el mineral con desmonte.

Como máximo se ha estandarizado disparar 3 secciones por disparo en cada panel, esto producto de que se ha notado la presencia de pilares de mineral en la parte superior de las coronas lo que dificulta las siguientes voladuras y aumenta el riesgo de que fallen los disparos.

Los datos del carguío son recogido en hojas de control carga para el cálculo y la comparación con los datos del diseño; existe un área de voladura la cual realiza el seguimiento a los parámetros y efectúa el diseño de la voladura, esta área lleva un control de los factores de potencia y los resultados de la fragmentación para mejorar los modelos y las secuencias de disparo en los tajos de taladros largos.

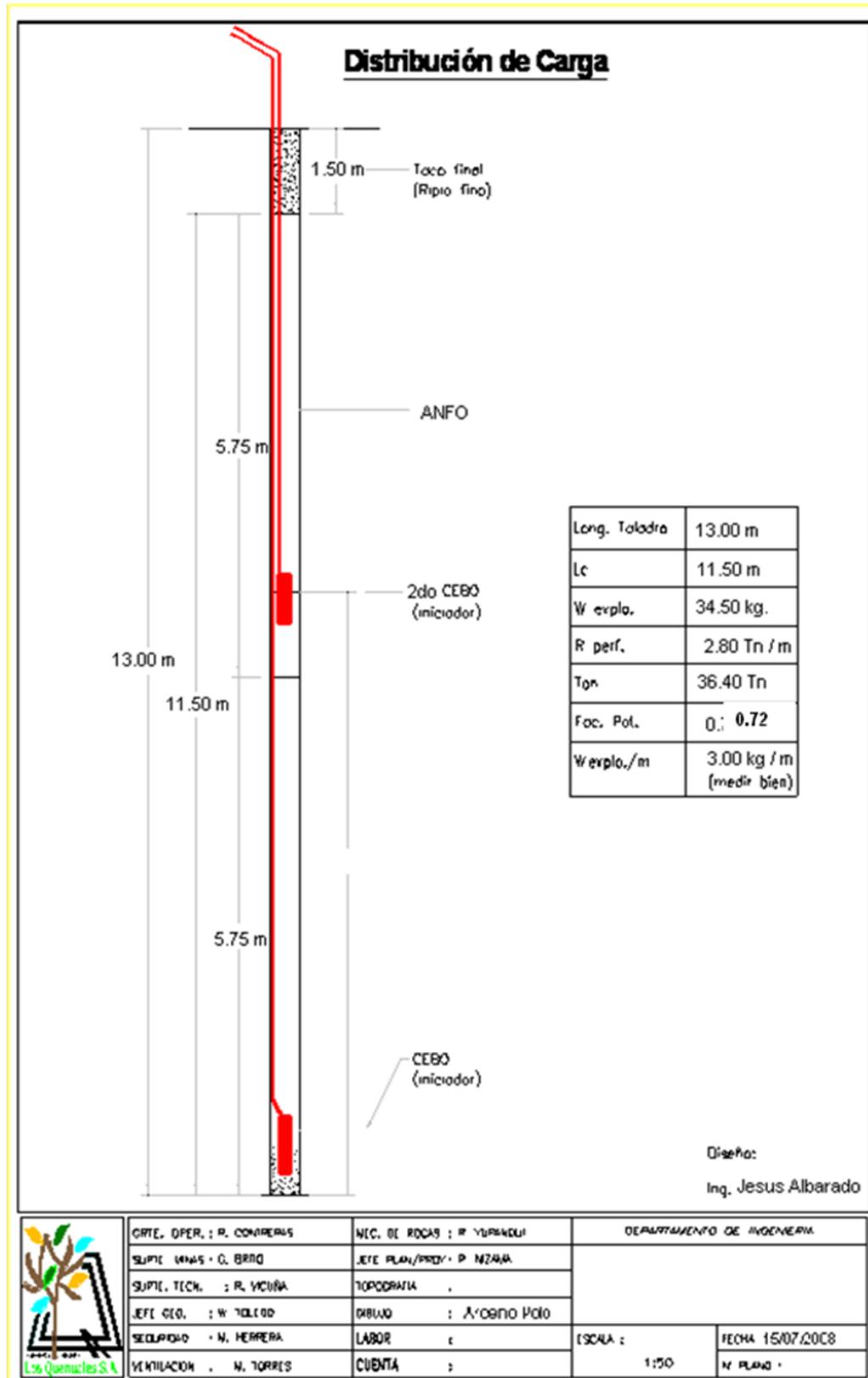
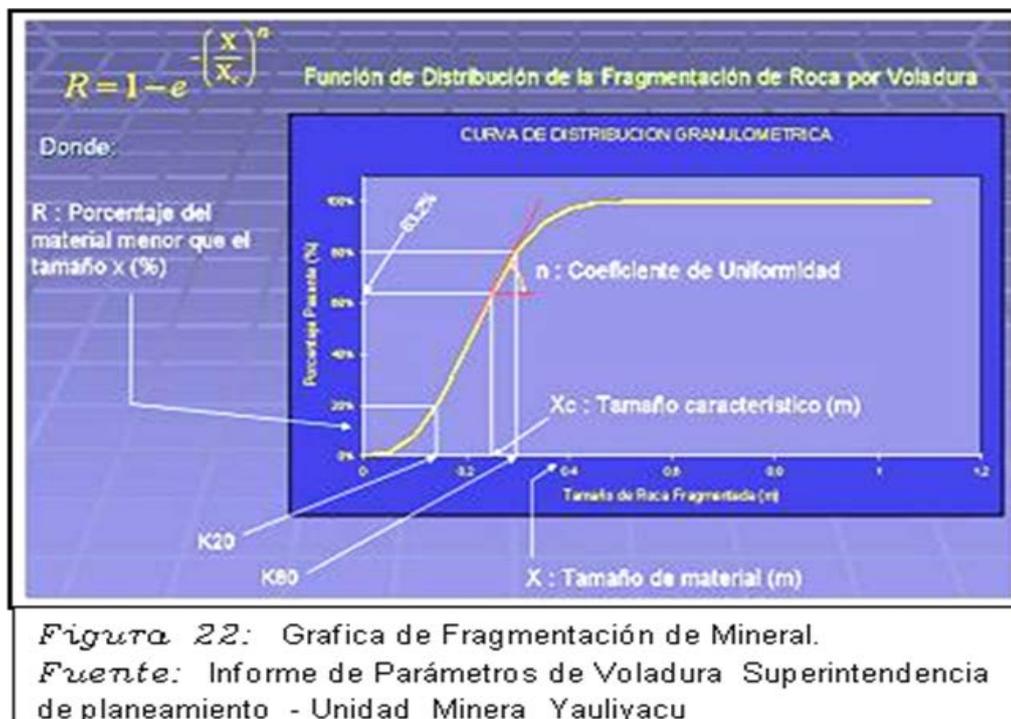


Figura 21: Distribución de Carga en Taladro Largos en Vetas. Fuente: Informe de Parámetros de Voladura Superintendencia de planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu

4.6.1 Predicción de la fragmentación de la roca

En la unidad minera Yauliyacu se ha creado el área de voladura, con esto se han iniciado a realizar e implementar modelos de fragmentación de roca; este es un tema muy importante porque nos permitirá reducir costos de voladura secundaria y aumentara el rendimiento de los equipos de extracción al agilizar la limpieza de mineral al eliminar tiempos muertos de escoger bancos de grandes dimensiones que también pueden afectar la eficiencia mecánica de los equipos.

Para el caso se esta empezando a aplicar el método de distribución de partículas, esta distribución nos genera la siguiente curva que se muestra en la figura 22 donde el eje X es el porcentaje de roca pasante, Eje Y es el tamaño de roca pasante.



Un buen ejemplo que puede explicar esta grafica es el frecuentemente usado modelo de Kuz Ram, que esta basado en ecuaciones

empíricamente que predicen el tamaño de fragmento promedio para un factor de potencia, un factor de roca y parámetros de los explosivos (fuerza de peso relativo). Con el tamaño característico de los fragmentos X_c y el índice de uniformidad n , derivado de otra ecuación empírica, puede ser graficado la curva de fragmentación. Experiencias muestran, que el modelo de Kuz Ram predice con buena aproximación la parte de los gruesos de la distribución de tamaños de la fragmentación.

El modelo de Kuz Ram permite la estimación de la distribución de tamaño de roca fragmentada por voladura, el modelo combina cinco ecuaciones de la manera descrita en la figura 23 permitiendo una variedad de combinaciones de características de macizos rocosos, geometrías de voladura, y de propiedades de los explosivos.

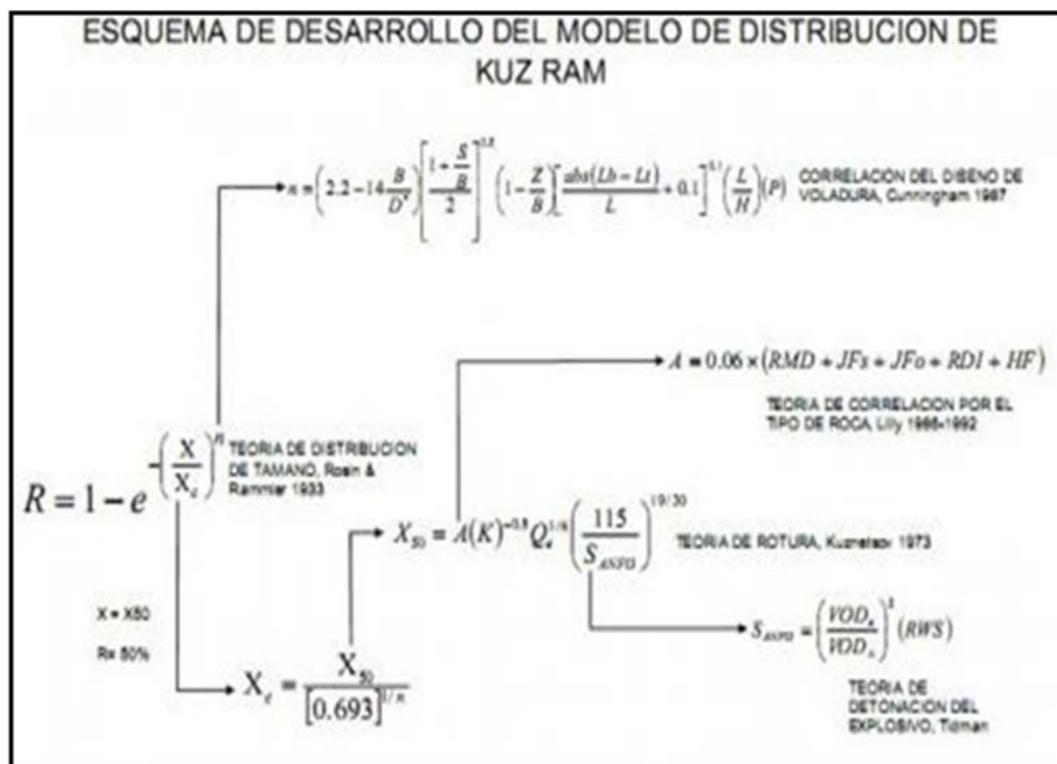


Figura 23: Esquema de Formulas de Kuz Ram. Fuente: Informe de Parámetros de Voladura Superintendencia de planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu

4.7 EXTRACCIÓN DE MINERAL

La extracción de mineral se realiza con Scooptram manipulados con telemandos los cuales permiten que el operador se encuentre en un techo seguro y no a los vacíos generados por la explotación de taladros largos

4.7.1 Descripción de equipos Scooptram con controladores de telemandos

Los Scooptram con controlador de telemandos usan un sistema de control remoto llamado *Muckmaster* el cual provee un medio seguro y productivo para mover una gran cantidad de mineral; el sistema esta compuesto por una unidad de radio control remoto y una unidad de control en el vehículo.

Los componentes del sistema de control remoto son; Unidad de vehículo, Unida de control y Interface Hidráulica.

4.7.2 Operación de de equipos Scooptram con controladores de telemandos

Considerando que el campo visual del operador para ejecutar la limpieza a control es de 20 m. el eje de las ventanas de limpieza (Draw Point) deben estar distanciados 20 m., así el operador no esta expuesto a la caída de rocas del tajo, y obtener una limpieza del mineral optima; además el radio de señal de la unidad de control del telemando con la unidad del vehículo es de 25 m. en curvas y de 100 m. en zonas rectas, siendo muy importante el radio de curvatura en las ventanas(Draw Point) con el tajo para facilitar la señal del control de telemando.

CAPITULO V

**EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL MÉTODO DE
EXPLOTACIÓN SUB LEVEL STOPING EN VETAS VERSUS
LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN CONVENCIONALES EN
VETAS**

5.1 DATOS GENERALES

En la Unidad Minera Yauliyacu las estructuras mineralizadas con potencias veta, mayores a 1,50 m., se pueden extraer, utilizar los métodos convencionales de explotación como Shirinkage y Corte y Relleno en Vetas Convencional Ascendente y también usando el método de explotación mecanizado Sub Level Stopping en Vetas, esto previa evaluación geomecánica y del costo beneficio del método.

El método de explotación Shirinkage, necesita una resistencia de la caja techo mayor a 30Mpa, el método de Corte y Relleno Convencional Ascendente requiere una resistencia de la caja techo mayor a 40Mpa.

Mientras que el método de explotación Sub Level Stoping en Vetas, requiere una resistencia mínima de la caja techo de 45 Mpa, siendo este método el que mayor resistencia requiere, por las características del método de explotación.

5.2 RESUMEN DE LOS COSTOS DE MINADO

El cuadro n°14 nos muestra los costos unitarios por cada método de explotación en Empresa Minera Los Quenuales – Unidad Yauliyacu.

Cuadro 14. Resumen de los Costo Unitario por Métodos de Explotación												
COSTO POR METODO DE EXPLOTACION US\$/TMS JUNIO 2,011												
Método	jun-11	jun-11	jun-11	FC Jun-11	COSTO DE MARGINAL 1	COSTO DE PRODUCCI	COSTO LIMA	INVERSI	jun-11	INVERSI	jun-11	FC Jun-11
	COSTO DE MINADO	PREPAR	COSTO DE PLANT,ADM,OTR	TRANSP-C	MARGINAL 1	PRODUCCI	LIMA	N DDH ST	INVERSI	DE	CUT OFF	COSTO DE OPERACION (TOTAL)
SLC	13,47	5,23	13,60	0,57	27,63	32,86	4,93	0,89	3,14	41,83	41,83	41,83
SLV	16,90	4,96	13,60	0,57	31,07	36,03	4,93	0,89	3,14	44,99	44,99	44,99
CR-CM	14,55	7,75	13,60	0,57	28,72	36,47	4,93	0,89	3,14	45,43	45,43	45,43
CR-VC	27,74	4,71	13,60	0,57	41,91	46,62	4,93	0,89	3,14	55,59	55,59	55,59
CR-VCS	37,16	5,21	13,60	0,57	51,33	56,54	4,93	0,89	3,14	65,50	65,50	65,50
OPS	23,35	7,05	13,60	0,57	37,52	44,56	4,93	0,89	3,14	53,53	53,53	53,53
SHR	21,95	4,80	13,60	0,57	36,12	40,92	4,93	0,89	3,14	49,89	49,89	49,89
AVANCES	0,00		13,60	0,57	14,17	14,17	4,93	0,89	3,14	23,13	23,13	23,13
					MARGINAL 1							ECONOMICO
PONDERAD	15,07	5,23	13,60	0,57	29,24	34,47	4,93	0,89	3,14	43,44	43,44	43,44
O	20,31		33,91									
BUDGET	19,99		12,41	0,56	32,96	32,96	5,02	0,89	3,12	41,99	41,99	41,99
2011			32,40									

Fuente: Reporte de Costos de Explotación - Superintendencia de Planamiento - Unidad Minera Yauliyacu

Los costos de minado para los métodos de explotación convencional, son fijos y están estipulados en el área de costos de la superintendencia de Administración y Finanzas, cuyo precio unitario se liquida a las empresas contratistas mineras que realizan esta actividad, donde están considerados el pago de (perforación, voladura, extracción, relleno y sostenimiento).

5.2.1 Costo de minado del método de explotación Shirinkage

Cuadro 15: Costo de Minado del Método de Explotación Shirinkage

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
TAJEOS SHIRINKAGE							
EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.							
PARTIDA:	ROTURA TAJEOS SHIRINKAGE			FECHA:	dic-11		
EQUIPOS:	STOPER / MICROSCOOP (Cms.)			Nº Taldres:	30 u		
AREA DE DISPARO:	0.90 x	8.00	m2	L. Barra:	6 pías		
Vol.rota:	13.30 m3			L. Elec.	1.72 ml		
FACTOR DE POTENCIA:	1.67 Kg/Ton			AVANCE:	1.60 ml		
				VOLUM:	10.23 m3		
				F. ESPONJAMIENTO:	30%		

ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNL	CANTID.	PRECIO UNITARIO	P.PARC.	SUBTOT.	TOTAL
						\$	\$	US\$/M3
1.-	MANO DE OBRA							
	Perficiata	1.100	h-h	8.80	5.42 \$/hr	47.71	4.66	
	Ayudante	1.200	h-h	9.60	5.12 \$/hr	49.18	4.81	
	Enmaderador	0.200	h-h	1.60	5.42 \$/hr	8.67	0.85	
	Lider/Maestro/Capataz	0.130	h-h	1.04	7.02 \$/hr	7.30	0.71	
	Operador Scoop (Lampara)	1.092	h-h	8.73	5.92 \$/hr	51.68	5.05	
	Peon arreglar tajeo	0.700	h-h	5.60	4.73 \$/hr	26.47	2.59	
	Bodeguero	0.150	h-h	1.20	5.12 \$/hr	6.15	0.60	
	Jefe de Guardia	0.130	h-h	1.04	16.67 \$/hr	17.33	1.69	20.97
		4.702		37.61				20.97
2.-	IMPLEMENTOS							
	Implementos personal perforación		h-h	18.40	0.15 \$/hr	2.82	0.28	
	Implementos personal auxiliar		h-h	19.21	0.15 \$/hr	2.87	0.28	0.56
3.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
	Herramientas		g/ta	1.000	10.05 \$/g/ta	10.05	0.98	
	Consumo de Madera						0.44	1.42
								1.42
								0.716%
4.-	TRANSPORTE DE MADERA							
	Total Transporte de madera						0.11	0.11
								0.11
5.-	PERFORACION							
	Perforadora Stoper		pp	169.13	0.12 \$/pp	20.30	1.98	
	Lubricantes		g/ta	0.250	5.94 \$/g/ta	1.49	0.15	
	Barra Cónica y Brocas descartables		pp	169.130	0.17 \$/pp	29.17	2.85	4.641%
	Manguera de 1" diámetro 50 mts (V. Util 200m)		m	50.00	3.20 \$/m	0.80	0.08	
	Manguera de 1/2" diámetro 50 mts (V. Util 200m)		m	50.00	1.28 \$/m	0.32	0.03	
	Acoples de tuberías y mangueras						0.06	5.15
								5.15
6.-	EQUIPOS							
	Microscop 0,5 yd3		h-m	6.55	18.19 \$/hr	119.15	11.65	
	Lampara Minera		h-h	8	0.00 \$/hr	0.00	0.00	
	Camioneta 4x4		k	1.00	12.46 \$/hr	12.46	1.22	
	Camión Transporte de Materiales		k	1.20	16.47 \$/hr	19.76	1.93	14.80
								3.15
	TOTAL COSTO DIRECTO						42.99	31.35
7.-	EXPLOSIVOS							
	Emulsion de 7/8"		ms	30.00	0.15 \$/ms	4.35	0.43	
	Aafo		kg	45.52	0.88 \$/kg	40.87	3.92	
	Quita de seguridad ensamblada		ms	1.00	0.62 \$/ms	0.62	0.06	
	Mecha Rajada		ms	0.50	0.30 \$/ms	0.15	0.01	
	MININEL		ms	30.00	0.86 \$/ms	25.80	2.52	
	Cordón detonante		m	12.00	0.17 \$/m	2.05	1.19	8.13
								8.13
	TOTAL COSTOS EXPLOSIVOS						8.13	13.236%
8.-	GASTOS INDIRECTOS							
	Gastos Generales	%		15.00	42.99 \$	6.45	6.45	4.702432
	Utilidad	%		9	42.99 \$	3.87	3.87	2.821279
	TOTAL COSTO METRO CUBICO EN DOLARES US\$						61.45	47.00
	TOTAL COSTO TONELADA EN DOLARES US\$						21.95	16.79

Nota: El camion de transporte llevará madera de la Boccama hasta la labor de trabajo (Interior Mina)
 - El camion de transporte llevará materiales desde Almacén (1700) hasta la labor de trabajo (Interior Mina)
 - El transporte de personal está incluido en los Gastos Generales
 - Los precios de materiales han sido considerados de Logística y están actualizados a Diciembre del 2006
 - El Precio de combustible Diesel considerado es de \$/Cl 2.71
 - El tipo de cambio considerado es de 3,2 soles
 - La distancia máxima de limpieza es hasta los 150 mts, luego de lo cual se pagará como distancia adicional
 - Se considera el inaje de materiales a los tajeos. Costo y traslado de madera a la labor
 - Se considera armado de abates

Fuente: Precios Unitarios de Contratos - Superintendencia de Administración y Finanzas (Área de Contratos) - Unidad Minera Yauliyacu

5.2.2 Costo de minado del método de explotación Corte y Relleno en Vetas Convencional Ascendente

Cuadro 16: Costo de Minado del Método de Explotación Corte y Relleno en Veta Convencional Ascendente

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS TAJEOS CORTE Y RELLENO LIMPIEZA CON MICROSCOOP							
EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.							
PARTIDA:	ROTURA TAJEOS + RELLENO			FECHA:	nov-11		
EQUIPOS:	STOPER / MICROSCOOP (Cta.)			N° Tajeos:	30 u		
AREA DE DISPARO:	0.80 x 9.00	m2		L. Barra:	6 pies		
Volumen:	14.96	m3		L. Eject.	1 ml		
FACTOR DE POTENCIA:	1.25	Kg/Ton		AVANCE:	1 ml		
				VOLUMEN:	11.51 m3		
				F. ESPONJAMIENTO:	30%		

ITEM	DESCRIPCIÓN	INCID.	UNL.	CANTID.	PRECIO UNITARIO	P.PARC. \$	SUBTOT. \$	TOTAL US\$M3
1.	MANO DE OBRA							
	Perforista	1.000	h-h	8.00	5.42 \$/hr	43.37	3.77	
	Ayudante	1.000	h-h	8.00	5.12 \$/hr	40.99	3.56	
	Lider/Maestro/Capataz	0.125	h-h	1.00	7.02 \$/hr	7.02	0.61	
	Emasador	0.600	h-h	5.20	5.42 \$/hr	28.19	2.45	
	Ayudante de emasador	0.600	h-h	5.20	5.12 \$/hr	26.64	2.31	
	Operador Scoop (Limpieza y relleno)	0.932	h-h	7.45	5.92 \$/hr	44.11	3.83	
	Bodagoso/traslado de madera	0.190	h-h	1.20	5.12 \$/hr	6.15	0.53	
	Jefe de Guardia	0.130	h-h	1.04	16.67 \$/hr	17.33	1.51	18.58
		4.637		37.09				
2.	IMPLEMENTOS							
	Implementos personal perforación		h-h	16.00	0.19 \$/hr	3.09	0.27	
	Implementos personal auxiliar		h-h	21.09	0.19 \$/hr	4.07	0.35	0.62
3.	MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
	Herramientas		plm	1.000	10.05 \$/plm	10.05	0.87	
	Consumo de Madera						4.99	5.86
4.	TRANSPORTE DE MADERA							
	Total Transporte de madera						2.80	2.80
5.	PERFORACION							
	Perforadora Stoper		pp	169.13	0.12 \$/pp	20.30	1.76	
	Lubricantes		gln	0.250	5.94 \$/gln	1.49	0.13	
	Barras Cóncavas y Brocas descartables		pp	169.130	0.17 \$/pp	29.17	2.53	3.419%
	Manguera de 1" diametro 50 mtm (V.UM 200m)		m	50.00	3.20 \$/m	0.80	0.07	
	Manguera de 1 1/2" diametro 50 mtm (V.UM 200m)		m	50.00	1.28 \$/m	0.32	0.03	
	Acoples de tuberías y mangueras						0.06	4.58
6.	EQUIPOS							
	Microscop 0.5 yd3		h-em	3.87	18.19 \$/hr	70.37	6.11	
	Scoop 2.5 yd3		h-em	2.65	38.85 \$/hr	102.62	8.91	
	Lampara Minera		h-h	8	0.00 \$/hr	0.00	0.00	
	Camioneta 4x4		h	1.20	12.46 \$/hr	14.95	1.30	
	Camión Transporte de Materiales		h	1.20	16.47 \$/hr	19.76	1.72	3.02
	TOTAL COSTO DIRECTO						55.14	35.46
7.	EXPLOSIVOS							
	Emisión de 75"		un	30.00	0.15 \$/un	4.35	0.38	
	Audo		kg	37.93	0.08 \$/kg	3.33	0.29	
	Cables de seguridad ensamblada		un	1.00	0.62 \$/un	0.62	0.05	
	Mecha Rapida		mts	0.50	0.30 \$/mts	0.15	0.01	
	MININEL		un	30.00	0.80 \$/un	25.80	2.24	
	Cordón detonante		m	12.00	0.17 \$/m	2.05	0.18	5.77
	TOTAL COSTOS EXPLOSIVOS							5.77
8.	GASTOS INDIRECTOS							
	Gastos Generales	%	15.0		55.14 \$	8.27	8.27	5.319
	Utilidad	%	9		55.14 \$	4.96	4.96	3.191
	TOTAL COSTO MINADO CUBIERTO EN DOLARES US\$						74.14	49.74
	Costo de explotación (Costo de explotación + Costo de explotación)						26.48	17.76

Nota:

- El camión de transporte llevará material desde la Queanilla hasta la labor de trabajo (Interior Mina)
- El transporte de personal será en Minibus (750) hasta la labor de trabajo (Queanilla Mina)
- Los precios de materiales han sido considerados de 19/11/11 y se han actualizado al 15/11/11
- El Precio de combustible Diesel considerado es de \$/L 2.71
- El tipo de cambio considerado es de 13 pesos
- Se considera el tiempo de materialización de los 750 mtm, luego de lo cual se pagará como distancia adicional.
- No incluye desguaste de los equipos por uso de 10 años.
- Se considera sostenibilidad de los equipos por 10 años.

Fuente: Precios Unitarios de Contratos - Superintendencia de Administración y Finanzas (Área de Contratos) - Unidad Minera Yauliyacu

Para el caso del método de explotación Mecanizado Sub Level Stopping en Vetas, se trabaja con personal 100% de compañía.

Los costos se miden periódicamente, comparando al presupuesto anual.

5.2.3 Costo de Minado del Método de Explotación Sub Level Stoping en Vetas

Cuadro 17. Costo de Minado del Método de Explotación Sub Level Stoping en Vetas				
PERFORACION	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
METROS/HORA	14	m/h		
HORAS/GDIA	7,5	horas		
GDIA/DIA	2	Unid		
DIAS/MES	18,6	días		
MALLA PERFO	1,68	m2		
No taladros / corte	500	Unid		
Metros perforados / corte	7647	m	4	30588
horas de perforados / corte	546	hrs		
Días de perforados / corte	36,41	días		
			US\$/ml	4,0
			US\$/Tm	2,75
Mano de Obra (Jumbero+Ayudante)			32,9	0,00
Sub total Costo de Perforación	US\$/Tm			2,75
Aceros	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank Adapter T-38	3100	m	174,18	0,06
Barra 4 pies	2400	m	226,76	0,09
Broca 64mm	600	m	147,35	0,25
Otros		20%		0,08
			US\$/ml	0,48
				3636
Sub total Costo de Aceros	US\$/Tm			0,33
Costo de Perforación	US\$/Tm			3,08
VOLADURA	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Emulsion de 1 1/2x8		847	0,49	415,06
Anfo (3 Kg/m)	3	12705,88	0,72	9148,24
Exeles de 17 mts		847	2,98	2524,24
Carmex 9 pies		59	0,73	42,94
Plastex		3304	1,52	5021,36
Pentacord 3P		588	0,16	94,12
Sub total				17245,95
Costo de Voladura	US\$/Tm			1,16
EXTRACCIÓN Y LIMPIEZA SCOOP 3,5 Yd	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Ton / Hora	24			
Horas / gdia	7,5			
Gdia / día	2			
Día / mes	30			
Horas de Limpieza	463,43			
Días de Limpieza	30,90			
Scoop 3,5 yd3		\$/hora	83,5	
Sub total				38696,06
Costo de Extracción	US\$/Tm			3,48
RELLENO	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Ton /HORA	24			
Horas		371	83,50	30957
Costo de Relleno	US\$/Tm			1,74
PLANILLA	US\$/Tm			4,25
MATERIALES	US\$/Tm			1,83
ENERGIA	US\$/Tm			1,22
Total Costo de Minado	US\$/Tm			16,76

Fuente: Reporte de Costos de Explotación - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu

5.2.4 Conclusión de los costo de minado del método de explotación mecanizado Sub Level Stoping en Vetas versus los métodos de explotación convencionales

Teniendo los datos de los costos de minado para los diferentes métodos, y según indica el resumen del cuadro 18.

Cuadro 18. Evaluación Económica de los Costo Unitario del Método de Explotación Sub Level Stoping en Vetas versus Métodos de Explotación Convencionales					
MÉTODOS	COSTO DE MINADO	PREPARACIÓN	COSTO DE MARGINAL 1	COSTO DE PRODUCCION	COSTO DE OPERACIÓN (TOTAL)
SUB LEVEL STOPING EN VETAS (SLV)	16,76	4,96	30,93	35,89	44,86
CORTE Y RELLENO EN VETA CONVENCIONAL ASCENDENTE (CR-VC)	26,48	5,97	40,65	46,62	55,59
SHIRINKAGE (SHR)	21,95	5,17	36,12	41,28	50,25
			MARGINAL 1		ECONOMICO
<i>Fuente:</i> Reporte de Costos de Explotación - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu					

✚ Sub Level Stoping en Vetas = US\$/Tn **16.76**

✚ Shirinkage = US\$/Tn **21.95**

✚ Corte y Relleno en Vetas Convencional Ascendente = US\$/Tn **26.48**

Se tiene una considerable ventaja a favor del método de explotación mecanizado Sub Level Stoping en Vetas, por tener un menor costo de minado.

5.3 RESUMEN DE LOS COSTOS DE PREPARACIÓN

Al igual de que los costos de minado, los costos de preparación también varían, de acuerdo al método de explotación, y se deben tener en cuenta para la evaluación económica entre el método mecanizado Sub Level en vetas y los métodos convencionales.

5.3.1 Costo de preparación del método de explotación Shirinkage

En el cuadro 19, se detalla las labores que se emplean como preparación del método de explotación Shirinkage.

Cuadro 19. Costo de Preparación del Método Shirinkage				
PREPARACION	Unid	Cantidad	Tarifa US\$/.	
Ventanas Draw Point (6) 2,5m X 2.5m.	60	m	330,25	19815,00
Chimeneas (2) de 1.5m. X 1.5m.	78	m	233,04	18177,12
Ventanas entre Chimeneas (15) 1.2m X 2.1m	75	m	229,05	17178,75
Desquinche para Radio de Curvatura	60	m3	18,27	1096,20
SUB-TOTAL	273	US\$/.		56267,1
COSTO DE PREPARACION / TONELADA		US\$/Tm		4,80
SOSTENIMIENTO	Cant.	Unid.	Tarifa \$/.	Sub Total
Malla y split set (Malla 1.5 m. x 1.5 m.)	114,75	M2	19,16	2198,61
COLOCAC CUADRO COMPLETO 3X3M	4,00	Und.	356,66	1426,64
Cimbra	2	Und.	320,25	640,50
SUB TOTAL		US\$/Tm		0,36
COSTO TOTAL DE PREPARACION / TONELADA		US\$/Tm		5,17
<i>Fuente:</i> Reporte de Costos de Explotación - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu				

5.3.2 Costo de preparación del método de explotación Corte y Relleno en Vetas Convencional Ascendente

En el cuadro 20, se detalla las labores que se emplean como preparación del método de explotación Corte y Relleno Convencional.

CUADRO 20. Costo de Preparación del Método Corte y Relleno en Veta Convencional Ascendente				
PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
Ventanas (4) 2,5m X 2.5m.	44	m	330,25	14531,0
CHIMENEAS (2) de 1.5m. X 1.5m.	78	m	233,04	18177,1
Ventanas Entre Chimeneas (15) 1.2m X 2.1m	120	m	229,05	27486,0
Desquinche Radio de Giro	40	m3	18,27	730,80
	282	US\$		60924,9
COSTO DE PREPARACION / TONELADA		US\$/Tm		4,71
SOSTENIMIENTO ADICIONAL	Cantidad	Unid	Tarifa US\$/.	
Split Set 5'	1193	Unid	13,69	16334,7
SUB-TOTAL		US\$		0,0
COSTO SOSTENIMEINTO / TONELADA		US\$/Tm		1,26
COSTO TOTAL DE PREPARACION / TONELADA		US\$/Tm		5,97
<i>Fuente:</i> Reporte de Costos de Explotación - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu				

5.3.3 Costo de preparación del método de explotación Sub Level Stoping en Vetas

En el cuadro 21, se detalla las labores que se emplean como preparación del método de explotación Sub Level Stoping en Vetas.

Cuadro 21. Costo de Preparación del Método de Explotación Sub Level Stoping en Vetas				
PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
SUBNIVEL INTERMEDIO 3.5 m. X 3.5 m.	120	m	488,41	58.609
VENTANAS (DRAW POINT)	100	m	488,41	48.841
CRUCERO INTERMEDIO 3.5 m. X 3.5 m.	30	m	488,41	14.652
SUB TOTAL	250		US\$/Tm	4,38
WINCE - (4) 1.5m. X 1.5m.	26	m		
Costo Winces /tonelada			US\$/Tm	0,13
SOSTENIMIENTO		Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Malla y split set (Malla 1.5 m. x 1.5 m.)	M2	212,50	19,16	4071,50
COLOCAC CUADRO COMPLETO 3X3m.	Und.	20,00	356,66	7133,20
Cimbra	Und.	5	320,25	1601,25
Costo de Sostenimiento	US\$/Tm			0,46
Costo Preparación Total / tonelada	250		US\$/Tm	4,96
PERFORACION	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
No GDIA	4	Unid		
No taladros / WINCE	13	Unid		
No WINCES	4	Unid		
Metros perforados / WINCE	99,41	m		
horas de perf	33	hrs	75	2.506
Subtotal			US\$/ml	25,2
Subtotal			US\$/Tm	0,09
Mano de Obra		6	32,9	0,0035
Costo /tonelada			US\$/Tm	0,0933
ACCESORIOS	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank Adapter T-38	3100	m	240	0,08
Barra 4 pies	2400	m	216	0,09
Broca	600	m	141	0,24
Otros		20%		0,08
Subtotal			US\$/ml	0,48
				48
Costo /tonelada			US\$/Tm	0,0017
VOLADURA	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Emulsion de 1 1/2x8		61	0,49	29,98
Anfo (3 Kg/m)	3	825,88	0,72	594,64
Exeles de 17 mts		85	2,98	252,42
Carmex 9 pies		9	0,73	6,87
Pentacord 3P		111	0,16	17,72
Sub-total 1				901,62
Costo /tonelada			US\$/Tm	0,0323
<i>Fuente:</i> Reporte de Costos de Explotación - Superintendencia de Planeamiento - Unidad Minera Yauliyacu				

5.3.4 Conclusión de los costo de preparación del método de explotación mecanizado Sub Level Stopping en Vetas versus los métodos de explotación convencionales

En el cuadro 18, se aprecia los costos de preparación por métodos de explotación:

✚ Sub Level Stopping en Vetas = US\$/Tn **4.96**

✚ Shirinkage = US\$/Tn **5.17**

✚ Corte y Relleno en Vetas Convencional Ascendente = US\$/Tn **5.97**

Se tiene una ventaja a favor del método de explotación mecanizado Sub Level Stopping en Vetas, por tener un menor costo de preparación.

5.4 CONCLUSIÓN FINAL DE LA EVALUACIÓN ECONÓMICA DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN MECANIZADO SUB LEVEL STOPING EN VETAS VERSUS LOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN CONVENCIONALES

En el cuadro 18, se aprecia los costos de operación total por métodos de explotación:

✚ Sub Level Stopping en Vetas = US\$/Tn **44.86**

✚ Shirinkage = US\$/Tn **50.25**

✚ Corte y Relleno en Vetas Convencional Ascendente = US\$/Tn **55.59**

En la cual se tiene una ventaja a favor del método de explotación mecanizado Sub Level Stopping en Vetas, por tener menor costo de operación total.

CONCLUSIONES

- ✚ El método de Sub Level Stopping en vetas, tiene la ventaja de ser considerado un método más seguro que los métodos de Corte y Relleno en Vetas y el Shirinkage, por tener menor tiempo de exposición del personal a las labores mineras, al trabajar con equipos mecanizados se reemplaza al personal que trabaja en los tajos convencionales, los equipos de limpieza con telemando permiten la extracción del mineral sin exponer al operador a los espacios vacíos que se generan por el método de explotación.
- ✚ El método de Sub Level Stopping en vetas, tiene una desventaja por el tiempo de preparación considerable en comparación con la preparación del método de Corte y Relleno en Vetas y el Shirinkage.
- ✚ Se tiene una ventaja con un ahorro de aproximadamente de 10.73 dólares por tonelada aplicando el método de Sub Level Stopping en Vetas en comparación con el método de Corte y Relleno en Vetas Convencionales Ascendente.

- ✚ Se tiene una ventaja con un ahorro de aproximadamente de 5.40 dólares por tonelada aplicando el método de Sub Level Stopping en Vetas en comparación con el método Shirinkage.
- ✚ La principal dificultad en la aplicación del método Sub Level Stopping en Vetas, es no tener una regularidad de la estructura mineralizada, de presentar sinuosidad, se podría tener problemas de dilución y recuperación en los tajos lo cual nos provocaría problemas en el promedio de leyes del mineral.
- ✚ Continuar con el levantamiento de taladros al detalle, para su corrección oportuna y/o modificar las mallas de carguío, antes de la voladura, para controlar la estabilidad de las cajas, disminuir el factor de potencia, disminuir la dilución y mejorar la recuperación.
- ✚ Los levantamientos de las labores que servirán de base e intermedios de perforación deben ser minuciosos, para corregir imperfecciones que pueden afectar en el posicionamiento del equipo de perforación y ocasionar desviación de taladros que generan sobre rotura en las cajas de la estructura mineralizada, ocasionando problemas de dilución por la inestabilidad y mermando la recuperación.
- ✚ El método Sub Level Stopping en vetas, nos permite tener mineral en sus fases de preparación y luego en la explotación, pero si no tenemos estructuras bien definidas podemos tener problemas de estabilidad y de dilución, la evaluación de los parámetros estructurales y de la calidad de la roca, nos direccionan a utilizar los métodos de explotación convencionales tradicionales.

GLOSARIO

- ✚ Tajo: Es una unidad de producción de donde se extrae el mineral; debe contar con sus labores de servicio y de acceso.
- ✚ Veta: Estructura mineralizada que para consideraciones de la Unidad Yauliyacu no debe exceder los 3.0 metros de potencia
- ✚ Cuerpo: Estructura mineralizada con potencia mayor de 3.0 metros
- ✚ Buzamiento: Angulo de Inclinación de estructuras geológicas
- ✚ Dilución: Porcentaje de sobre rotura con respecto al diseño original que se tiene en la explotación de un tajo.
- ✚ Ley de Mineral: Porcentaje del elemento económico explotado que existe en una determinada masa del mineral.
- ✚ Chimenea: Labor vertical que sirve de servicios auxiliares para una determinada zona o como preparación de un tajo.
- ✚ By pass: Labor horizontal paralela a la veta que sirve como labor de transito de equipos y de extracción de mineral.
- ✚ Costo Unitario: Valor de dinero que se necesita gastar en una determinada actividad para extraer una tonelada de mineral

BIBLIOGRAFIA

Empresa Minera los Quenuales S.A Unidad Yauliyacu (2011). Plan Estratégico 2011.

Empresa Minera los Quenuales S.A Unidad Yauliyacu – Superintendencia de Geología (2011). Reservas Yauliyacu 2011.

Empresa Minera los Quenuales S.A Unidad Yauliyacu – Superintendencia de Planeamiento (2011). Reporte de Costos, Estándares y Parámetros Geomecánicos por Métodos de Explotación, Diagrama por Secciones y Troncales de Ventilación Primarios de la Unidad Yauliyacu.

Empresa Minera los Quenuales S.A Unidad Yauliyacu – Superintendencia de Administración y Finanzas (2011). Costos Unitarios de Contratos 2011.

Empresa Minera los Quenuales S.A Unidad Yauliyacu – Superintendencia de Mina (2011). Organigrama y Proyecciones de la Operación 2011.

Exsa. S.A.(2006). Manual Práctico de Voladura.

López Jimeno C. (2002), Manual de Perforación y Voladura de Rocas.

Ames Lara V. (2000), Teoría de Volad